



This is a digital copy of a book that was preserved for generations on library shelves before it was carefully scanned by Google as part of a project to make the world's books discoverable online.

It has survived long enough for the copyright to expire and the book to enter the public domain. A public domain book is one that was never subject to copyright or whose legal copyright term has expired. Whether a book is in the public domain may vary country to country. Public domain books are our gateways to the past, representing a wealth of history, culture and knowledge that's often difficult to discover.

Marks, notations and other marginalia present in the original volume will appear in this file - a reminder of this book's long journey from the publisher to a library and finally to you.

Usage guidelines

Google is proud to partner with libraries to digitize public domain materials and make them widely accessible. Public domain books belong to the public and we are merely their custodians. Nevertheless, this work is expensive, so in order to keep providing this resource, we have taken steps to prevent abuse by commercial parties, including placing technical restrictions on automated querying.

We also ask that you:

- + *Make non-commercial use of the files* We designed Google Book Search for use by individuals, and we request that you use these files for personal, non-commercial purposes.
- + *Refrain from automated querying* Do not send automated queries of any sort to Google's system: If you are conducting research on machine translation, optical character recognition or other areas where access to a large amount of text is helpful, please contact us. We encourage the use of public domain materials for these purposes and may be able to help.
- + *Maintain attribution* The Google "watermark" you see on each file is essential for informing people about this project and helping them find additional materials through Google Book Search. Please do not remove it.
- + *Keep it legal* Whatever your use, remember that you are responsible for ensuring that what you are doing is legal. Do not assume that just because we believe a book is in the public domain for users in the United States, that the work is also in the public domain for users in other countries. Whether a book is still in copyright varies from country to country, and we can't offer guidance on whether any specific use of any specific book is allowed. Please do not assume that a book's appearance in Google Book Search means it can be used in any manner anywhere in the world. Copyright infringement liability can be quite severe.

About Google Book Search

Google's mission is to organize the world's information and to make it universally accessible and useful. Google Book Search helps readers discover the world's books while helping authors and publishers reach new audiences. You can search through the full text of this book on the web at <http://books.google.com/>

WIDENER LIBRARY



HX J1SZ 4

0.60

HARVARD COLLEGE LIBRARY



BOUGHT FROM THE INCOME OF THE FUND
BEQUEATHED BY

PETER PAUL FRANCIS DEGRAND

(1787-1855)

OF BOSTON

FOR FRENCH WORKS AND PERIODICALS ON THE EXACT SCIENCES
AND ON CHEMISTRY, ASTRONOMY AND OTHER SCIENCES
APPLIED TO THE ARTS AND TO NAVIGATION

SCIENCE CENTER LIBRARY

Digitized by Google



BULLETIN
DE LA
SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE.

BULLETIN

DE LA

SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

2^e SÉRIE

TOME IX

1880

SAINT-ÉTIENNE

Sci 2880.60^Δ



De grand fund

BULLETIN
DE LA
SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE.

ESSAI
SUR LES MACHINES D'AÉRAGE

Par M. DANIEL MURGUE,
ingénieur de la Compagnie houillère de Bessèges.

TROISIÈME PARTIE. (1)

En publiant, vers la fin de 1872, la première partie de cette étude, j'émettais l'espoir de pouvoir donner bientôt une théorie nouvelle, solidement appuyée sur l'expérience, des grands appareils d'aérage à force centrifuge, théorie qui ne m'apparaissait encore que d'une façon fort nuageuse. Sept années se sont écoulées depuis, et aujourd'hui seulement je viens tenir la promesse que j'ai faite alors. Cette longue attente surprendra peu les personnes qui savent combien il est difficile d'allier les recherches expérimentales aux exigences d'un service actif ; elle n'aura pas été complètement stérile, car, outre ce labeur inconscient de la pensée qui, avec la seule aide du temps, éclaircit et simplifie toutes choses, elle m'a permis d'appuyer mon étude sur les travaux de la *Commission de l'aérage* du district du Gard, travaux qui ont paru dans les deux dernières livraisons de 1878. Membre moi-même de cette Commission, avec M. Aguillon, alors ingénieur de l'Etat pour l'arrondissement d'Alais, et M. Fumat, ingénieur principal des mines de la Grand'Combe, je sais plus que tout autre quel

(1) La première partie a paru dans le tome II de la 2^{me} série, page 445, et la deuxième partie, dans le tome IV, page 747.

soin, quel scrupule d'exactitude ont été apportés à ces recherches, et quelle base solide elles offrent à la spéculation.

L'étude théorique que je me propose de développer ici ne comprend pas seulement les ventilateurs à force centrifuge, mais encore les nombreux appareils, à peu près abandonnés aujourd'hui, qui entraînent l'air en le choquant par des surfaces obliques, tels, par exemple, que le ventilateur à vis de M. Motte, à hélice de M. Pasquet, à ailes de moulin à vent de M. Lesoinne. Pour plusieurs auteurs, ces appareils forment une classe à part et font l'objet d'une étude spéciale; M. Deville les distingue sous le nom de ventilateurs à *impulsion directe*, Ponson, de ventilateurs à *mouvement de translation disséquant*. Cette séparation ne me paraît pas justifiée; ces appareils ont pour effet, exactement comme ceux à force centrifuge, de produire dans l'atmosphère des mines une certaine dépression réglée sur le carré de leur vitesse, dépression qui détermine à son tour l'appel de l'air extérieur. Si la mine est étroite la circulation obtenue est faible; si elle est large, le débit est considérable, la dépression restant, dans tous les cas, théoriquement constante. Or, cette similitude d'action doit évidemment conduire à des théories identiques.

Il n'en est pas de même des appareils pneumatiques, Fabry, Lemielle, etc., étudiés dans les deux premières parties de ce travail, et dont le mode d'action se trouve absolument inverse. Ces appareils aspirent l'air des mines en le découpant, pour ainsi dire, par quantités toujours égales qui sont extraites de l'intérieur et rejetées au dehors. Ce n'est donc pas la dépression qui reste ici constante, mais bien le volume aspiré. Cette

les appareils pneumatiques et avec l'approbation de mes amis, la dénomination générique de ventilateurs *volumogènes*, je me trouve naturellement conduit à appeler les appareils dont j'entreprends aujourd'hui l'étude, ventilateurs *déprimogènes*.

Je ne m'arrêterai pas à décrire les divers types de ventilateurs déprimogènes construits jusqu'à ce jour : ils sont certainement très-connus du lecteur. Au reste, de ces modèles si variés, il ne subsiste guère aujourd'hui que le ventilateur à force centrifuge, qui est supérieur de beaucoup à tous les autres. Je me bornerai donc à rappeler en termes rapides leurs principaux caractères et avantages :

1° Leur mécanisme est d'une extrême simplicité : tout se réduit à un système rotatif invariable, tournant sur deux paliers, si l'axe est horizontal, sur une crapaudine et un collier, si l'axe est vertical ;

2° Ils laissent libre la communication entre l'air intérieur et l'air extérieur ;

3° Ils ne donnent sur les mines étroites qu'un faible débit ; mais pour les mines larges, ils permettent d'obtenir une circulation considérable.

Tous ces caractères sont en opposition complète avec ceux bien connus des ventilateurs volumogènes.

Je ne m'occuperai dans cette étude que du ventilateur déprimogène *aspirant*, ce qui est, du reste, le cas de la presque totalité des installations existantes. Bien qu'il y ait quelques sérieux avantages à agir par refoulement, la gêne, la complication qu'entraîne ce système conduisent presque toujours à l'abandonner. La cause en est bien connue : par suite de la

prix d'une grande gêne et de graves complications. Il est donc beaucoup plus simple de rejeter le ventilateur à l'autre extrémité des travaux, vers l'amont-pendage des couches ; mais alors, il devient forcément aspirant.

Au reste, bien que je ne l'aie pas vérifié par l'expérience, je ne puis douter que des vues théoriques reconnues exactes pour les ventilateurs à aspiration ne soient rigoureusement applicables aux appareils foulants de même nature, avec cette seule différence que ce qui était *dépression* devient ici *compression*.

Je m'appuierai à chaque pas, au cours de la discussion que je vais entreprendre, sur la méthode de l'orifice en mince paroi équivalent, méthode que j'ai développée longuement dans les deux premières parties de cette étude. Je la crois assez connue du lecteur pour qu'il soit inutile d'en reparler ici ; elle a reçu, du reste, une sorte de consécration officielle, du jour où M. Haton de la Goupillière, le savant professeur de l'Ecole des mines de Paris, m'a fait l'honneur de l'inscrire sur le programme de son cours d'exploitation.

J'emploierai comme notations, la lettre a pour désigner l'orifice équivalent. V sera le volume d'air débité par seconde, h , la dépression exprimée, pour la commodité du calcul, en colonne du fluide en mouvement, c'est-à-dire en colonne d'air. Je supposerai que l'air est un fluide incompressible, ce qui est parfaitement légitime dans les faibles limites où se meut la pression absolue de l'air entraîné par les ventilateurs. Enfin, je ne manquerai pas de saisir, soit dans mes raisonnements, soit dans mes calculs, toutes les occasions possibles de simplifier

mine et tournant à une vitesse rigoureusement uniforme. Profitant de la fiction de l'orifice équivalent, remplaçons la mine aérée par un orifice en mince paroi que nous pourrions à volonté rétrécir ou accroître :

Si nous supposons, d'abord, l'orifice équivalent égal à zéro, c'est-à-dire la mine complètement obstruée, le ventilateur produira dans l'espace confiné faisant suite à l'ouïe, une certaine dépression que j'appellerai H . Si, à présent, j'ouvre et j'accrois par degrés l'orifice équivalent, que deviendra cette dépression ? Théoriquement, elle doit rester invariable, l'action déprimante des palettes s'exerçant aussi bien sur l'air en mouvement que sur l'air en repos. En fait, elle faiblira à mesure que le ventilateur sera traversé par des volumes d'air plus considérables et finira même par disparaître lorsque l'orifice équivalent aura cru jusqu'à l'infini.

Si j'appelle h_0 cet affaiblissement graduel de la dépression initiale, la dépression effective pourra donc être exprimée par l'égalité :

$$h = H - h_0, \quad (1)$$

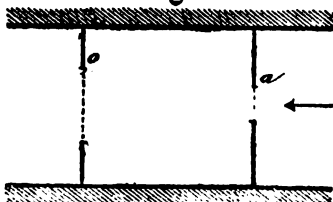
h_0 pouvant croître depuis zéro jusqu'à H .

Quelles sont les causes de cette chute de dépression h_0 ? Evidemment, les frottements et pertes de force vive que l'air éprouve en traversant le ventilateur, frottements et pertes qui croissent en raison du volume d'air débité et absorbent une fraction de plus en plus grande de la dépression initiale.

Les auteurs qui se sont occupés de cette théorie ont cherché, en général, à déterminer par le calcul ces frottements et pertes de force vive, ce qui les a toujours conduits à des expressions compliquées. Il m'a paru beaucoup plus simple de faire inter-

cation de la méthode, et j'ai nommé ce nouvel orifice *l'orifice de passage*.

Fig. 1



Dès lors, on peut remplacer, par la pensée, la mine et son ventilateur par deux orifices a et o (Fig. 1 ci-dessus) placés à la suite l'un de l'autre et successivement traversés par le courant d'air, le premier, en vertu de la dépression h , le second, en vertu de la dépression h_0 , volume, dépressions et orifices étant liés par la formule de l'écoulement en mince paroi :

$$V = 0,65 a \sqrt{2gh} \quad (2)$$

$$V = 0,65 o \sqrt{2gh_0} \quad (3)$$

De ces deux relations, je déduis l'intéressante proportionnalité :

$$\frac{h_0}{h} = \frac{a^2}{o^2}.$$

Si, à présent, nous substituons à h_0 , dans l'égalité (1), la valeur qui découle de cette proportion, il vient :

$$h = H - h \frac{a^2}{o^2},$$

et en résolvant par rapport à h :

$$h = \frac{H}{1 + \frac{a^2}{o^2}}. \quad (4)$$

Telle est la formule de la dépression effective h . Pour obtenir

$$v = \frac{0,65 a \sqrt{2gH}}{\sqrt{1 + \frac{a^2}{o^2}}}. \quad (5)$$

Nous apprendrons tout à l'heure à déterminer la dépression initiale H en fonction du diamètre et de la vitesse. L'orifice équivalent de la mine, a , est supposé connu ; celui de passage, o , est lié aux dimensions et dispositions du ventilateur, et on comprend qu'il puisse être déterminé *a priori*. La dépression et le volume d'air débité se trouvent donc exprimés, par nos deux formules (4) et (5), à l'aide de quantités connues, ce qui était le but à atteindre.

Ceci ne forme encore que la première partie de notre théorie : il nous reste, on vient de le voir, à déterminer la dépression initiale H . Cette détermination fera l'objet du prochain paragraphe, mais, avant de l'entreprendre, je cède au plaisir de montrer le parallélisme étonnant qui règne entre la théorie précédente et celle que j'ai proposée dans les deux premières parties de cette étude, pour les ventilateurs volumogènes. J'ai dit, plus haut, que pour passer de l'une à l'autre, il suffisait de changer le mot *volume* en celui de *dépression* et inversement ; on va pouvoir en juger :

Ventilateurs

VOLUMOGÈNES.

En théorie, un ventilateur volumogène doit donner un volume d'air constamment égal à celui qu'il débiterait en aspirant librement dans l'atmosphère. En réalité, le volume obtenu est toujours inférieur à ce volume théorique à cause des jeux et frottements inévitables de l'appareil, qui

DÉPRIMOGENES.

En théorie, un ventilateur déprimogène doit entretenir une dépression constamment égale à celle qu'il atteindrait en aspirant sur un espace fermé. En réalité, la dépression obtenue est toujours inférieure à cette dépression initiale, une bonne part de cette dernière se trouvant absorbée

a étant l'orifice équivalent de la mine, appelons o celui qui équivaut aux canaux plus ou moins compliqués par où filtrent les rentrées d'air. La dépression produite par le ventilateur étant la même pour les deux orifices, les volumes correspondants seront évidemment dans le même rapport que les orifices eux-mêmes

$$\frac{V_o}{V} = \frac{o}{a}.$$

Si donc je substitue à V_o dans la première égalité, la valeur résultant de la proportion précédente, j'obtiendrai l'équation :

$$V = W - V \frac{o}{a}$$

qui, résolue par rapport à V , donnera la première formule demandée

$$V = \frac{W}{1 + \frac{o}{a}}.$$

Si, à présent, dans la valeur de la dépression donnée par la formule bien connue de l'écoulement en mince paroi

$$\sqrt{h} = \frac{V}{0,65 a \sqrt{2g}},$$

je remplace V par la valeur précédente, j'obtiendrai la seconde formule :

$$\sqrt{h} = \frac{W}{0,65 (a + o) \sqrt{2g}}.$$

On le voit, le parallélisme est parfait, ce qui est, du reste, le caractère des oppositions absolues. Grâce à cette remarquable réciprocité, les deux théories s'éclairent l'une l'autre, et je peux dire que plus d'une fois les ventilateurs volumogènes m'ont aidé à comprendre les déprimogènes.

a étant l'orifice équivalent de la mine, appelons o celui qui équivaut au canal plus ou moins compliqué formé par le ventilateur lui-même. Les deux orifices a et o étant traversés par le même volume d'air, on reconnaît aisément que les dépressions correspondantes sont dans le rapport inverse de leurs carrés :

$$\frac{h_o}{h} = \frac{a^2}{o^2}.$$

Si donc je substitue à h_o dans la première égalité, la valeur résultant de la proportion précédente, j'obtiendrai l'équation :

$$h = H - h \frac{a^2}{o^2}$$

qui, résolue par rapport à h , donnera la première formule demandée

$$h = \frac{H}{1 + \frac{a^2}{o^2}}.$$

Si, à présent, dans la valeur du volume donné par la formule bien connue de l'écoulement en mince paroi

$$V = 0,65 a \sqrt{2gh},$$

je remplace h par la valeur précédente, j'obtiendrai la seconde formule :

$$V = \frac{0,65 a \sqrt{2gH}}{\sqrt{1 + \frac{a^2}{o^2}}}.$$

carrée de la dépression. Mais cela ne change rien au curieux résultat que je viens d'exposer (1).

Des deux formules que nous venons d'établir, aussi bien pour les ventilateurs volumogènes que pour les déprimogènes, la plus importante est évidemment celle qui donne le volume d'air débité par seconde ; ce volume est, en effet, pour l'exploitant, la donnée intéressante par excellence. La courbe exprimée par cette formule, l'orifice équivalent étant porté en abscisses, le volume d'air, en ordonnées, caractérise avec la plus grande netteté le ventilateur auquel elle s'applique et fournit un moyen aussi simple que sûr de comparer entre eux divers appareils. C'est cette courbe que la Commission de l'aérage, du Gard, s'est imposée de déterminer pour les six ventilateurs soumis à ses expériences ; elle lui a donné le nom de *courbe caractéristique* des ventilateurs.

§ 2. — Détermination de la dépression initiale pour les ventilateurs à force centrifuge.

Je conserverai le nom de *dépression initiale* à cette valeur de la dépression qui se manifeste lorsque la mine est fermée, et reste virtuellement constante lorsqu'on fait abstraction des frottements de l'air.

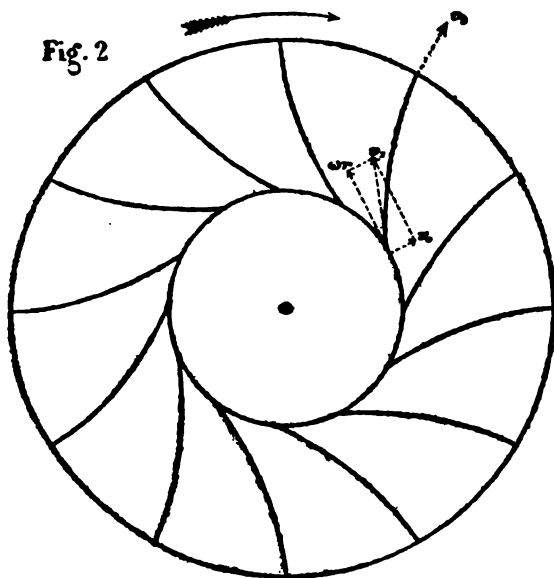
On sait que dans les ventilateurs volumogènes, les combinaisons mécaniques qui donnent lieu au *volume engendré* diffèrent absolument d'un appareil à un autre et exigent à chaque fois, pour la détermination de ce volume, des méthodes de calcul particulières. Il en est de même des ventilateurs déprimogènes ; chaque type d'appareil produit la dépression par des artifices particuliers, entraînant chacun leur mode de calcul. Je ne m'occuperai, dans ce paragraphe, que du ventilateur à force centrifuge, le plus parfait et par suite, le plus intéressant de tous.

J'étudierai, d'abord, le ventilateur à force centrifuge sans enveloppe, tel que l'ont construit les premiers inventeurs (Combes, Letoret, Lambert, etc.), à qui l'enveloppe n'apparaissait, sans doute, que comme un obstacle gratuit au libre écoulement dans l'atmosphère de l'air projeté par les palettes. Cette manière de voir, fort plausible au premier abord, est en réalité complètement erronée. On sait qu'à M. Guibal revient l'honneur d'avoir montré que l'enveloppe, avec son prolongement évasé, est indispensable pour permettre aux ventilateurs de développer tout leur effet utile. Aujourd'hui, presque tous les appareils en activité sur les houillères présentent ces intelligentes additions ; mais, pour le bon ordre de cette étude, nous devons commencer par ceux qui en sont privés.

Afin d'éviter tout nuage dans l'établissement de mes calculs, je supposerai que l'air de la mine, avant d'arriver à l'ouïe, vient s'épanouir dans une sorte de vaste chambre, où sa vitesse puisse être considérée comme nulle. En réalité, ce vestibule serait plutôt nuisible qu'utile ; mais, pour notre théorie, il a l'avantage de placer nettement le ventilateur entre deux atmosphères immobiles, puisant dans l'une pour verser dans l'autre. La situation est franche et l'analyse ne peut s'égarer.

Je supposerai, enfin, dans le cours de cette discussion, n'avoir à faire qu'au ventilateur idéal, au ventilateur *de raison*, si je puis ainsi parler, ne présentant ni jeux, ni chocs, ni pertes de charge d'aucune sorte. Dans la pratique, on reste toujours plus ou moins éloigné de cet idéal, la nécessité d'une construction simple, d'un fonctionnement sûr, obligeant à conserver de nombreuses imperfections de détail. Faire entrer ces imperfections dans le calcul serait se lancer dans des complications

Fig. 2



Le ventilateur à force centrifuge sans enveloppe est représenté dans ses traits essentiels par la Fig. 2. Les ailes, tracées suivant un profil quelconque, s'infléchissent en s'approchant de l'ouïe de façon à présenter l'inclinaison voulue pour que l'air pénètre sans choc dans leurs intervalles. Ces ailes sont en nombre suffisant pour assurer le cheminement régulier de l'air du centre à la périphérie, sans remous ni tourbillonnements. J'appellerai r le rayon de l'ouïe, R celui de la circonférence extérieure, ω la vitesse angulaire de rotation. Le produit ωR exprimera la vitesse absolue de l'extrémité des ailes. Cette vitesse va jouer un rôle prépondérant dans toute cette discussion ; je l'appellerai la *vitesse tangentielle*, et je la désignerai par la lettre v .

1° L'air, pris immobile dans le vestibule, est porté à la vitesse V_0 avec laquelle il traverse l'oute et pénètre dans les intervalles des ailes. Soit donc, au passif de la dépression, la hauteur génératrice de cette vitesse :

$$= \frac{V_0^2}{2g}.$$

2° L'air, une fois engagé entre les ailes, participe à un double mouvement, le mouvement relatif de cheminement suivant la surface des ailes, le mouvement d'entraînement produit par la rotation de l'appareil. Or, la théorie veut que la dépression totale soit la somme des dépressions élémentaires dues à chacun de ces mouvements (1). Voyons d'abord le mouvement relatif :

L'intervalle de deux ailes consécutives forme un canal évasé où l'air pénètre avec une certaine vitesse V_1 , et d'où il sort avec une vitesse moindre V_2 . De ce ralentissement résulte, en vertu du théorème de Bernouilli (2), un gain de dépression exprimé par la différence $\frac{V_1^2}{2g} - \frac{V_2^2}{2g}$.

Or, la vitesse d'entrée V_1 est la résultante de deux vitesses rectangulaires, l'une V_0 , dirigée suivant le rayon, l'autre ωr égale et opposée à la vitesse tangentielle des ailes. Dans le ventilateur idéal que je considère ici, le bord intérieur des ailes est dirigé exactement suivant cette résultante, pour que la composition des vitesses se produise sans obstacle et que l'air glisse sans choc sur la surface tranchante de la palette. Je

(1) J'applique, à l'accroissement de pression dans le mouvement relatif,

peux donc remplacer, dans l'expression précédente, V_1^2 par la somme $V_0^2 + \omega^2 r^2$, et porter à l'actif de la dépression la somme algébrique :

$$+ \frac{V_0^2 + \omega^2 r^2}{2g} - \frac{V_2^2}{2g}.$$

3° Le mouvement d'entraînement, qui est une rotation uniforme, engendre la force centrifuge qui, à son tour, produit un accroissement graduel de pression de l'ouïe à la circonférence extérieure.

Si j'isole par la pensée un élément prismatique de l'air entraîné, situé à une distance x du centre et présentant une hauteur dx dans le sens du rayon, une base S dans le sens perpendiculaire et une densité δ , la masse de cet élément sera $\frac{Sdx\delta}{g}$ et la force centrifuge développée par la rotation

$$dF = \frac{Sdx\delta}{g} \omega^2 x.$$

L'accroissement de la dépression par unité de surface, d'une base à l'autre de ce petit prisme, s'obtiendra en divisant l'expression précédente par S . Nous diviserons encore par δ pour avoir cette pression exprimée comme d'usage en colonne d'air, et nous aurons finalement, pour l'accroissement différentiel de la pression due à la force centrifuge :

$$dh = \frac{\omega^2 x dx}{g}.$$

En intégrant depuis $x = r$ jusqu'à $x = R$, il viendra, pour la différence totale de pression, de la circonférence de l'ouïe à celle du bord extérieur des palettes :

$$+ \frac{\omega^2 R^2 - \omega^2 r^2}{2g},$$

valeur à porter à l'actif de la dépression produite par notre ventilateur.

Notre analyse est à présent complète et nous pouvons faire l'addition. Plusieurs termes, tantôt positifs, tantôt négatifs,

vont s'annuler et il ne restera, en désignant par la lettre u la vitesse tangentielle ωR , que l'expression très-simple :

$$H = \frac{u^2}{2g} - \frac{V_2^2}{2g},$$

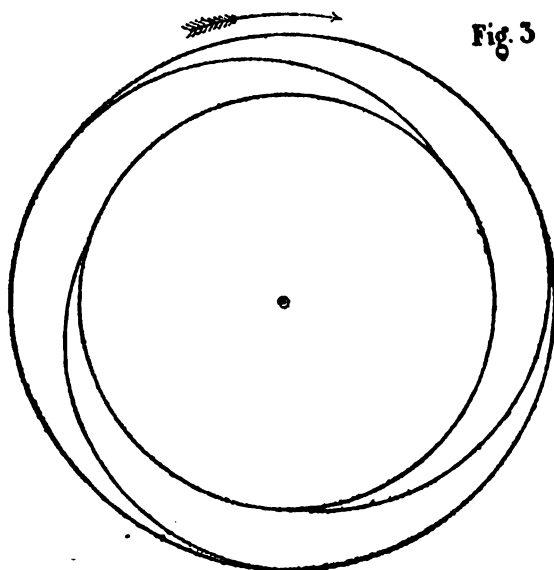
expression qui subsiste quelle que soit la courbure donnée aux ailes et l'inclinaison sous laquelle elles atteignent la circonférence extérieure.

Le ventilateur que nous venons d'étudier est, en réalité, un fort mauvais appareil. S'il répond convenablement à la première des deux conditions que doit remplir toute machine où circulent des fluides, *recevoir l'air sans choc*, il est bien loin de réaliser la seconde, *l'écouler sans vitesse*. L'air extrait des travaux est projeté dans l'atmosphère avec une vitesse considérable, résultante de la vitesse tangentielle u et de la vitesse relative de sortie V_2 .

Ce grave défaut ne pouvait échapper aux constructeurs qui ont cherché généralement à y porter remède. Le premier moyen qu'ils ont employé et qui, du reste, se présentait naturellement à l'esprit, consistait à donner une forte inclinaison aux ailes et à les faire arriver sous un angle plus ou moins aigu à la périphérie. En opposant de la sorte la vitesse relative de sortie à la vitesse de l'extrémité des ailes, on espérait, sinon annuler, du moins diminuer dans une forte mesure la vitesse absolue d'expulsion dans l'atmosphère et accroître le rendement.

Cette disposition a été adoptée par Combes qui, poussant les choses à l'extrême, faisait arriver ses palettes tangentiellement à la circonférence extérieure, c'est-à-dire, sous un angle nul. Nous reproduisons (Fig. 3) le tracé de son ventilateur. Le succès, personne ne l'ignore, n'a pas répondu à ces vues théoriques. Pour en saisir la cause, il suffit de se reporter à la valeur de la dépression exprimée par la différence

$$H = \frac{u^2}{2g} - \frac{V_2^2}{2g}.$$



Cette différence constitue, en effet, une véritable antithèse. Pour affaiblir d'une façon sensible la vitesse absolue d'expulsion en opposant à la vitesse tangentielle u la vitesse relative V_2 , il faut admettre pour cette dernière une valeur considérable, voisine de u ; mais alors le terme négatif $-\frac{V_2^2}{2g}$ s'accroît, la dépression faiblit et l'appareil perd sa puissance.

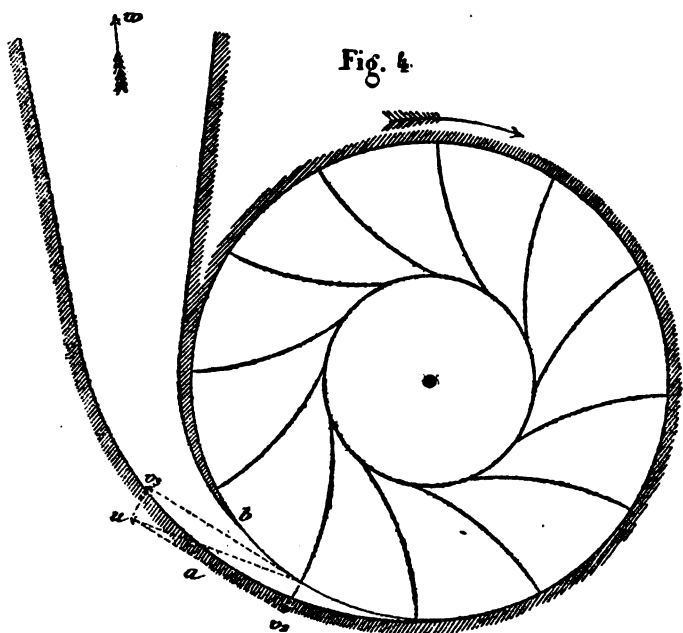
Si, pour la lui rendre, on a recours à un accroissement de la vitesse de rotation, on accroîtra en même temps les résistances passives de l'appareil et de son moteur, et ce qu'on aura gagné d'un côté, on le perdra de l'autre.

Telle est, certainement, la principale, sinon l'unique cause des résultats si peu satisfaisants donnés par les expériences de M. Glépin sur le ventilateur de Combes (1). La vitesse tangen-

(1) *Traité d'exploitation de Combes*, t. II, p. 493. Il convient de dire que la mine du Grand-Hornu, sur laquelle était placé ce ventilateur, était une mine très-étroite (0^m3,35 en moyenne), nécessitant par suite une grande dépression. Cette circonstance est très-défavorable à l'emploi du ventilateur de Combes. Une mine large eut donné de meilleurs rendements.

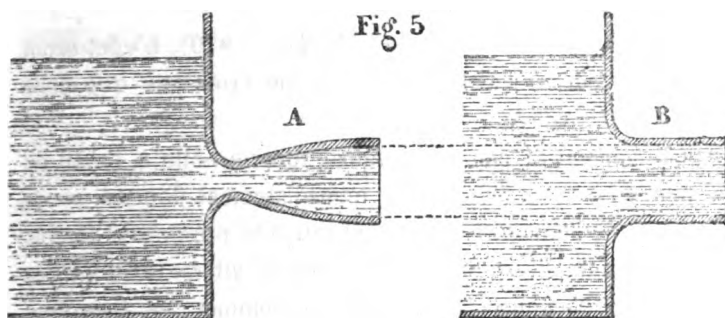
tielle était presque le triple de celle qu'eut nécessité, dans les mêmes conditions, le ventilateur Guibal de Bessèges et le rapport du travail utile au travail moteur, mesuré au frein de Prony, n'a jamais dépassé 29 p. $\%$.

Il existe, heureusement, un moyen plus efficace d'améliorer le rendement des ventilateurs : c'est celui auquel est lié le nom de M. Guibal.



Le ventilateur est entouré d'une enveloppe plus ou moins excentrée qui ne livre à la sortie de l'air qu'un étroit passage, *ab* (FIG. 4), réglé sur le débit de l'appareil. Ce passage se prolonge par une longue cheminée évasée en forme de pavillon de cor. La vitesse d'expulsion localisée dans l'orifice *ab* s'éteint peu

de vitesse donne lieu, ainsi que le veut la théorie, à une dépression considérable qui, s'ajoutant à celle produite par la force centrifuge, accroît dans une très-forte mesure la puissance de l'appareil.



Cet effet si remarquable de la cheminée Guibal ne laisse pas que de surprendre les personnes peu familiarisées avec la théorie des fluides. A celles qui garderaient quelque doute, je conseille de se reporter à la description de l'ajutage de Venturi donnée par tous les traités d'hydraulique. Cet ajutage présente d'abord un étranglement, puis une partie doucement évasée comme la cheminée Guibal ; or, la théorie veut que dans cette partie évasée il y ait une restitution intégrale de la force vive développée pour franchir l'étranglement, et que, par suite, le débit de l'ajutage soit le même que si l'étranglement n'existait pas. Ainsi, dans notre figure 5 ci-dessus, le débit de A devrait être le même que celui de B.

Sans doute, pour la cheminée Guibal, pas plus que pour l'ajutage de Venturi, on ne peut espérer, dans la pratique, voir se réaliser une restitution aussi parfaite de la force vive. Il est certain, cependant, que cet effet se produit dans une importante mesure, ainsi qu'en témoignent de nombreuses observations ; il est facilité, du reste, dans les ventilateurs, par les vitesses divergentes des filets d'air au moment où ils abandonnent les ailes, divergence qui aide à l'épanouissement de la

veine dans la cheminée évasée et, par suite, à l'extinction régulière des vitesses.

Au lieu d'une cheminée unique, on peut imaginer une série de petites cheminées réparties sur toute la circonférence. Cette disposition a été proposée par M. Harzé dans un remarquable mémoire de la *Revue universelle de Liège* (1870). L'effet serait identique, peut-être meilleur, mais je ne crois pas que cette idée ait été réalisée.

Quel appoint la cheminée Guibal apporte-t-elle à l'actif de la dépression ? La réponse est immédiatement donnée par le théorème de Bernouilli dont l'application se présente à chaque pas dans cette étude. Si, en effet, V est la vitesse de l'air à la base de la cheminée, W la vitesse au sommet, ce théorème donnera immédiatement pour l'accroissement correspondant de la pression, la différence :

$$+ \frac{V^2}{2g} - \frac{W^2}{2g}.$$

La vitesse V est celle que l'air possède en quittant les palettes ; elle est donc la résultante de la vitesse tangentielle u et de la vitesse relative de sortie V_2 . Le parallélogramme de ces vitesses fournit entre elles la relation connue

$$V^2 = u^2 + V_2^2 - 2uV_2 \cos \alpha,$$

α étant l'angle sous lequel la palette atteint la circonférence extérieure. En substituant cette valeur de V^2 dans l'expression précédente de l'accroissement de la dépression, il viendra pour cette dernière :

$$+ \frac{u^2}{2g} + \frac{V_2^2}{2g} - \frac{uV_2 \cos \alpha}{g} - \frac{W^2}{2g}.$$

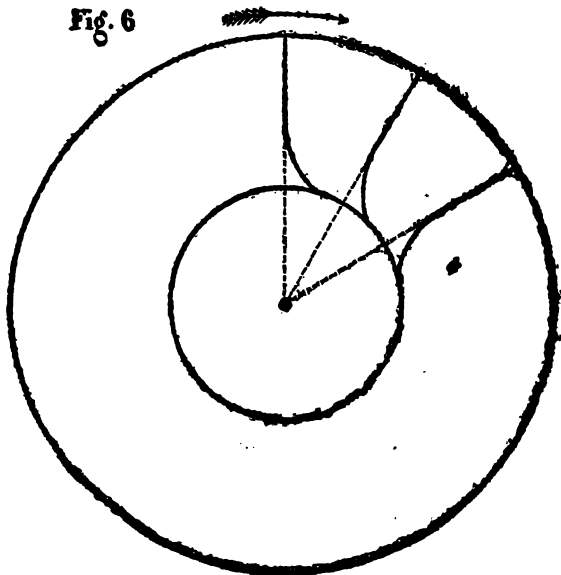
expression de la dépression totale développée par le ventilateur Guibal.

Nous pouvons, dès à présent, nous poser cette question intéressante : Sous quelle inclinaison, α , les ailes doivent-elles aboutir à la circonférence extérieure pour que l'appareil développe le maximum de dépression ? La réponse est immédiate et facile, c'est lorsque cette inclinaison est de 90° . En effet, cette valeur de α fait disparaître le terme négatif $-\frac{u V_2 \cos \alpha}{g}$, et il reste simplement pour la dépression théorique :

$$H = \frac{u^2}{g} - \frac{W^2}{2g}.$$

Ainsi, les ailes d'un ventilateur Guibal, et en général, de tout ventilateur à restitution de force vive, doivent aboutir normalement à la circonférence extérieure. On pouvait, du reste, le prévoir en dehors de toute analyse ; du moment, en effet, que la vitesse d'expulsion est utilisée, c'est faire une

Fig. 6



perte gratuite que de la diminuer en inclinant les palettes. Cependant, cette condition n'est pas apparue tout d'abord à l'inventeur, car ses premiers appareils présentent généralement des ailes inclinées. Elle est réalisée dans les appareils de construction récente, ainsi qu'on a pu en juger par le grand ventilateur qui figurait au Champ-de-Mars, dans la section belge.

Je supposerai qu'il en est ainsi dans toute la suite de cette étude et je ne m'occuperai plus de l'angle α . Le tracé qui en résulte pour les ailes des ventilateurs est donné par la Fig. 6. L'aile commence à la circonférence de l'ouïe avec l'inclinaison voulue pour couper l'air sans choc ; elle se continue par une courbe douce et se termine par une ligne droite dirigée suivant le rayon.

Une condition reste encore à remplir pour que le ventilateur ainsi défini soit l'appareil parfait, idéal dont nous avons parlé plus haut ; il faut que l'air expulsé s'écoule sans vitesse. Au point de vue théorique où nous nous plaçons, la solution est toute indiquée : il suffit d'imaginer que la cheminée se prolonge en s'évasant sur une assez grande hauteur, pour que la vitesse à son sommet puisse être considérée comme nulle. Dès lors, W devient égal à zéro, et la dépression totale développée par le ventilateur parfait prend la forme d'une incontestable simplicité :

$$H = \frac{u^2}{g}$$

qu'on peut traduire en langage ordinaire en disant que *la dépression théorique est le double de la hauteur génératrice de la vitesse tangentielle* (1).

Cette valeur forme la base de la théorie ; mais, je le répète, elle ne s'applique qu'au ventilateur idéal. Dans la pratique,

(1) Cet important résultat a été déjà indiqué par plusieurs auteurs, par M. Hirn dans un mémoire de la Société industrielle de Mulhouse de 1847, par M. Rittinger dans une publication allemande de 1858, par M. Ordinaire de Lacolonge dans les Annales du Conservatoire des arts et métiers de 1869.

mille imperfections de détail empêcheront à la dépression initiale d'atteindre ce taux élevé; on est obligé de faire intervenir un coefficient de réduction et d'écrire :

$$H = K \frac{u^2}{g},$$

K étant une fraction plus ou moins voisine de l'unité, s'en rapprochant d'autant plus que le constructeur aura fait de plus grands efforts pour réaliser les indications du raisonnement et du calcul.

Cette fraction K , qui exprime le rapport de la dépression initiale à la dépression théorique, est, à proprement parler, le *rendement* en dépression du ventilateur. Je l'appellerai, désormais, le *rendement manométrique*, réservant, selon l'usage, l'expression de rendement mécanique ou de rendement proprement dit, pour le rapport du travail utile au travail moteur.

Déjà, on peut reconnaître que, pour les ventilateurs sans enveloppe, le rendement manométrique sera toujours inférieur à $\frac{1}{2}$. En effet, la dépression maximum de ces appareils $\frac{u^2}{2g} - \frac{V_2^2}{2g}$

(page 18) est déjà moindre que la moitié de $\frac{u^2}{g}$. Avec les ventilateurs enveloppés, le rendement dépassera notablement cette limite, tout en restant à une assez grande distance de l'unité.

Je ferai observer, incidemment, que cette valeur de la dépression justifie pleinement le principe admis par la Commission du Gard, que tous les ventilateurs ayant une même vitesse tangentielle sont théoriquement équivalents.

Après avoir ainsi déterminé la valeur de la dépression initiale, il ne nous reste plus qu'à la transporter dans les deux

1° Valeur de la dépression effective

$$h = \frac{K u^2}{g \left(1 + \frac{a^2}{o^2}\right)}; \quad (1)$$

2° Valeur du volume débité par seconde

$$V = \frac{0,65 \sqrt{2K} a u}{\sqrt{1 + \frac{a^2}{o^2}}}.$$

Le ventilateur est défini par sa vitesse tangentielle et son orifice de passage, données qui ne dépendent que du constructeur; la mine, par son orifice équivalent; les autres termes sont des constantes. Il n'entre dans ces deux expressions que des quantités connues, ce qui est bien le but que nous poursuivons.

On reconnaîtra aisément, sans qu'il soit besoin d'insister, que ces formules s'appliquent aussi bien aux ventilateurs soufflants qu'aux aspirants : il suffit de remplacer le mot *dépression* par celui de *compression*.

Si on se rappelle que la vitesse tangentielle u est égale au produit ωR de la vitesse angulaire par le rayon, des deux formules précédentes découleront immédiatement les deux lois bien connues :

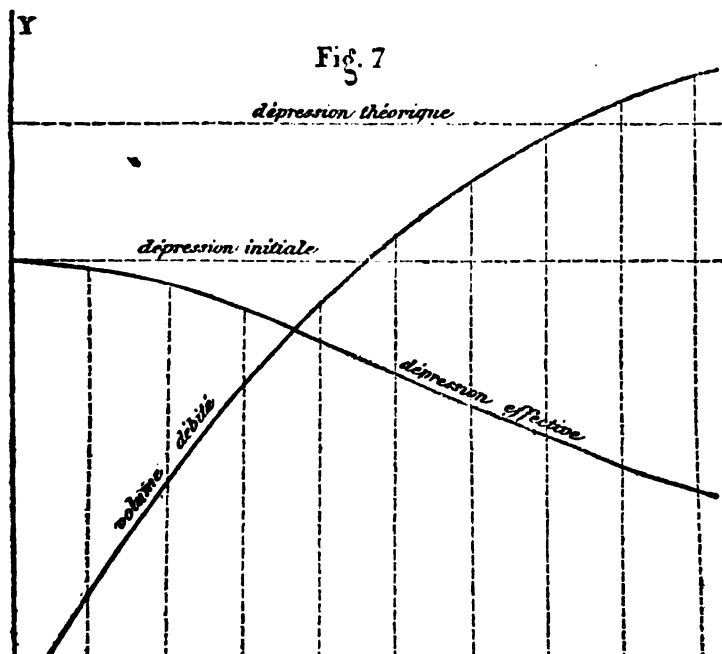
- 1° Le volume débité varie comme la vitesse de rotation ;
- 2° La dépression varie comme le carré de cette vitesse.

Ces deux mêmes lois se reproduisent pour le rayon ou diamètre du ventilateur, à la condition que la vitesse angulaire reste invariable.

(1) M. Devillez donne, à la page 222 de son ouvrage sur la ventilation,

Celles qui lient le volume et la dépression à l'orifice équivalent de la mine ne peuvent être aisément traduites en langage ordinaire. On peut dire, sans doute, que le volume croît, que la dépression baisse lorsque la mine s'élargit, mais il serait difficile de préciser en termes simples la loi de cette variation. Je préfère avoir recours à un tracé graphique.

Je porterai sur la ligne des abscisses les valeurs croissantes de l'orifice équivalent. Cette ligne représentera, si on veut s'aider d'une image, un long orifice rectangulaire fermé par un registre à coulisse que l'on tirerait par degrés. En ordonnées seront portées les valeurs correspondantes du volume débité et de la dépression. On obtiendra ainsi les deux courbes reproduites par la Fig. 7.



Sur la première de ces courbes, on voit la dépression commencer, lorsque la mine est obturée, par sa valeur initiale $\frac{Ku^2}{g}$; puis, à mesure que la mine s'élargit, la dépression baisse et ne s'annule tout à fait que lorsque l'orifice de la mine devient égal à l'infini. C'est le cas du ventilateur puisant librement dans l'atmosphère; alors, en effet, toute la dépression est absorbée par les frottements intérieurs de l'appareil.

La courbe du volume débité commence à l'origine même, car, lorsque la mine est fermée, le débit est naturellement nul. De là, elle s'élève rapidement, puis s'infléchit peu à peu et se termine par une longue branche horizontale dont l'asymptote a pour ordonnée le volume $0,65 \sqrt{2K} ou$. Ce volume est celui que débite le ventilateur lorsque la mine est supprimée et que l'air accède librement à l'ouïe; il dépend uniquement de l'orifice de passage et en spécifie l'influence.

On reconnaîtra dans cette dernière courbe la *courbe caractéristique* de la Commission du Gard.

La même méthode graphique permettrait d'étudier l'influence sur le volume et sur la dépression de l'orifice de passage, mais je crois inutile de m'y attarder.

Telle est la théorie que depuis plusieurs années je me proposais de présenter à la Société de l'Industrie minière.

Si on se reporte aux nombreux essais de théories semblables qui ont paru dans les publications scientifiques ou autres, on trouve que les auteurs se sont généralement astreints à suivre pas à pas les phénomènes, depuis le moment où l'air pénètre dans les canaux d'accès jusqu'à celui où il s'écoule dans l'at-

linctes entre 26 quantités (1). Aussi peut-on avancer, sans trop en médire, que la complication de cette méthode n'est point en rapport avec les résultats qu'elle donne.

Dans celle que je propose ici, tous ces innombrables faits de détail, où l'analyse la plus minutieuse ne saurait être assurée de ne point faire d'oubli, se trouvent résumés en quelques grandeurs simples, d'un maniement facile et d'une parfaite clarté.

D'abord, tous les faits extérieurs au ventilateur étudié sont exprimés en bloc par l'orifice équivalent de la mine. Il est, sans doute, inutile d'ajouter que cette fiction se prête aussi bien à représenter la résistance des foyers, cubilots, salles d'hôpitaux ou de spectacle, que celle des galeries d'une mine.

Quant aux résistances et imperfections propres au ventilateur lui-même, elles se divisent en deux groupes, différant par leur nature et résumés chacun en une simple grandeur :

1° Les frottements et pertes de charges, toutes quantités proportionnelles au carré du débit, ont pour expression unique l'orifice de passage o ;

2° Les imperfections de toute sorte, indépendantes du débit, qui empêchent à la dépression initiale d'atteindre la valeur théorique $\frac{u^2}{g}$, sont résumées par le rendement manométrique K .

Ces deux notions peuvent être traduites dans le langage ordinaire d'une façon qui aide à leur intelligence et en facilite le souvenir. On peut distinguer, en effet, dans tout ventilateur déprimogène, ce que j'appellerai le *pouvoir déprimant* et le *pouvoir débitant*. Un ventilateur de cubilot peut donner des dépressions ou compressions considérables, mais est incapable de fournir un débit suffisant pour l'aérage d'une mine ou d'un hôpital : on dira de lui que son pouvoir déprimant est élevé, son pouvoir débitant, minime. Au contraire, tel grand appa-

(1) Mémoires de la Société des Ingénieurs civils, 1878.

reil à ailes courbes ou à vis pourra se prêter à des débits énormes, mais ne produira jamais de grandes dépressions ; ici les deux pouvoirs devront être inversement qualifiés. Or, le pouvoir débitant a son expression toute naturelle dans l'orifice de passage et le pouvoir déprimant, dans le rendement manométrique.

§ 3. — Vérification expérimentale.

Je m'arrêterai peu aux deux premières lois découlant de nos formules, celles qui relient le volume d'air et la dépression effective à la vitesse de rotation ; personne n'ignore, aujourd'hui, que le volume est proportionnel à cette vitesse, la dépression, à son carré. Tous les travaux, toutes les expériences publiées jusqu'à ce jour mettent ces faits en lumière, et, pour ma part, je les ai vérifiés maintes fois. Pour ne laisser subsister aucun doute dans l'esprit du lecteur, je rapporterai dans la note additionnelle B quelques-unes des plus explicites de ces expériences.

L'influence de la vitesse de rotation étant ainsi mise hors de cause, je pourrai supposer, dans la suite de ce travail, que les ventilateurs étudiés tournent à une vitesse invariable, chronométriquement réglée, quels que soient les écarts de la résistance. Ce sera dans ces conditions simplifiées que je poursuivrai le contrôle expérimental de la théorie exposée dans les précédents paragraphes.

Ainsi que je l'ai dit en commençant, les travaux de la Commission du Gard m'ont fourni des données nombreuses et sûres, préparées à souhait pour la vérification qui nous intéresse (1).

Le ventilateur de Lalle, sorte de turbine de 3^m,80 de diamètre, sans enveloppe, rejetant l'air par toute sa circonférence ;

Le ventilateur de la Sagnette, petit appareil de 2^m,80 de diamètre tournant à grande vitesse, enveloppé, mais dépourvu de cheminée ;

Le ventilateur de Créal, de 6 mètres de diamètre, muni d'une enveloppe et d'une courte cheminée rectangulaire ;

Enfin, le ventilateur de Bessèges, de 5 mètres de diamètre, représentant le type Guibal avec enveloppe, vanne mobile et cheminée évasée, moins toutefois le dernier perfectionnement apporté par l'inventeur, le redressement des ailes suivant le rayon.

En créant et en supprimant des obstacles sur le parcours de la ventilation, on réalisait pour chaque appareil cinq mines factices, correspondant à cinq degrés de résistance à la circulation de l'air, degrés assez espacés pour comprendre toutes les valeurs habituelles de cette résistance, depuis les mines les plus étroites jusqu'aux mines les plus larges. Pour chacune d'elles on mesurait la vitesse de rotation, la dépression et le volume d'air débité, sans préjudice des observations atmosphériques, telles que pressions et températures. A l'aide de ces données, on faisait le calcul de l'orifice équivalent, puis on ramenait le volume d'air observé à une même vitesse de comparaison appelée la *vitesse normale* ; enfin, on portait ces résultats sur un tracé graphique, l'orifice équivalent en abscisses, le volume en ordonnées, et les cinq points ainsi obtenus permettaient de tracer la courbe caractéristique de l'appareil.

Aujourd'hui, il nous faut examiner si ces mêmes résultats

$$h = \frac{K u^2}{g \left(1 + \frac{a^2}{o^2}\right)};$$

Pour le volume débité

$$V = \frac{0,65 \sqrt{2K} a u}{\sqrt{1 + \frac{a^2}{o^2}}}.$$

Toutefois, ce ne sera pas sur ces formules mêmes que j'établirai cette vérification. Il est préférable, pour simplifier les choses, de fondre ces deux formules en une seule, en éliminant entre elles l'orifice équivalent, a . On obtient ainsi l'équation unique :

$$h = \frac{K u^2}{g} - \frac{V^2}{0,65^2 o^2 2g}$$

qui peut s'écrire en appelant, comme d'usage, H la dépression initiale $\frac{K u^2}{g}$, et M le facteur constant $\frac{1}{0,65^2 o^2 2g}$,

$$h = H - M V^2.$$

Avec cette nouvelle équation, je trouve ce double avantage :

- 1° D'éviter le calcul de l'orifice équivalent ;
- 2° D'obtenir une ligne droite en portant sur un tracé graphique V^2 en abscisses, h en ordonnées.

Or, rien n'est plus facile que de vérifier si une série de points forment une ligne droite. On peut même dire, d'une façon générale, qu'il n'est pas de méthode plus commode et plus certaine pour s'assurer si telles expériences vérifient telle loi donnée, chaque fois, du moins, que les équations exprimant

formule bien connue, établie par M. Trasenster pour les ventilateurs volumogènes :

$$V = W - M \sqrt{h} \quad (1)$$

dont elle ne diffère que par la substitution, exposant à part, de h à V et dont elle possède tous les avantages. Comme elle, elle permet de rapprocher directement, sans transformation préalable, les volumes et dépressions donnés par les expériences. Comme elle, enfin, et ceci a une grande importance, elle reste applicable quelle que soit l'intensité de l'action naturelle qui, en toute saison, se superpose à l'action mécanique du ventilateur.

Ce dernier point est assez difficile à mettre en lumière, et je craindrais, en voulant trop prouver, de ne réussir qu'à être peu clair. Je me bornerai donc à dire, laissant à la réflexion du lecteur le soin de faire le reste, que l'action naturelle, additive ou soustractive, équivaut, en fait, à une diminution ou à un accroissement de la résistance que l'air doit vaincre pour parcourir les travaux, résistance exprimée par l'orifice équivalent de la mine. Or, la liaison entre h et V exprimée par chacune des deux formules subsiste quel que soit cet orifice.

Je ferai encore observer que ces formules ne changent pas lorsque la dépression est exprimée en millimètres d'eau, comme il est d'usage de le faire dans les expériences. Cette transformation revient, en effet, à multiplier les constantes par le rapport, lui-même constant, des densités de l'air et de l'eau, $\frac{\delta}{\delta_0}$.

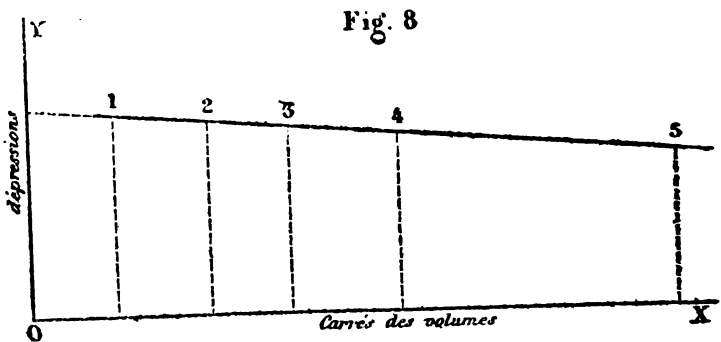
Ces préliminaires posés, je me hâte d'arriver aux expériences de la Commission, et tout d'abord à celles faites sur le

Ces expériences sont résumées dans le tableau suivant :

N ^o d'ordre	Orifice équivalent.	Vitesse de rotation.	Volume débité par seconde.	Carré du volume X	Dépression observée Y	Dépression calculée.	Différence.
1	0 ^m 2,6135	63,66	8 ^m 3,461	71,588	26 ^{mm} ,92	26 ^{mm} ,88	+0 ^{mm} ,04
2	0,9276	»	12,528	156,951	25,86	25,89	— 0,03
3	1,1334	»	15,068	227,045	25,06	25,08	— 0,02
4	1,3792	»	18,008	324,288	24,01	23,95	+ 0,06
5	1,9437	»	23,765	564,775	21,12	21,17	— 0,05

Or, si on porte (Fig. 8) sur une épure les nombres de la 4^{me} colonne en abscisses, ceux de la 5^{me} en ordonnées, les cinq points ainsi obtenus s'alignent avec une telle perfection que le même trait de tire-ligne les couvre tous.

On peut en juger, du reste, par les chiffres de la 7^{me} colonne qui expriment l'écart existant entre les points et la ligne droite absolue.



L'équation de cette droite est :

$$h = 27,708 - 0,01158 V^2.$$

Ai-je le droit de conclure de cette excellente vérification que la théorie établie plus haut, pour les ventilateurs à force centrifuge, est dans tous les cas l'expression rigoureuse des faits ? Non, car je ne suis assuré de ma ligne droite qu'entre ses deux points extrêmes, c'est-à-dire depuis la mine de 0^m2,6135

d'orifice équivalent jusqu'à celle de $1^{\text{m}},9437$. Rien ne prouve qu'en deçà et au-delà elle se poursuivrait avec la même rectitude. Nous verrons tout à l'heure qu'il est prudent de faire cette réserve.

Je passe au ventilateur de Lalle et reproduis dans un nouveau tableau les résultats donnés par cet appareil :

N ^o d'ordre	Orifice équivalent.	Vitesse de rotation.	Volume débité par seconde.	Carré du volume X	Dépression observée Y	Dépression calculée.	Différence.
1	0 ^m ,3758	100,52	5 ^m ,068	25,685	26 ^{mm} ,17	25 ^{mm} ,98	+0 ^{mm} ,19
2	0,7701	»	10,045	100,902	24,57	24,58	— 0,01
3	1,0622	»	13,346	178,116	22,80	23,15	— 0,35
4	1,1978	»	14,888	221,653	22,25	22,35	— 0,10
5	1,3813	»	16,869	284,563	21,47	21,19	+ 0,28

Ici, les cinq points ne s'alignent pas avec la même perfection qu'à Créal ; toutefois, la ligne droite moyenne s'accuse avec une netteté très-suffisante. On peut voir sur les nombres de la 7^{me} colonne que l'écart dépasse à peine $\frac{1}{2}$ de millimètre ; or, cet écart rentre tout à fait dans les erreurs possibles d'observation. Je peux ajouter qu'à Lalle, la section de jaugeage se trouvait dans une situation fort incommode pour les opérateurs, ce qui explique jusqu'à un certain point la moindre régularité des résultats.

L'équation de la ligne droite moyenne est :

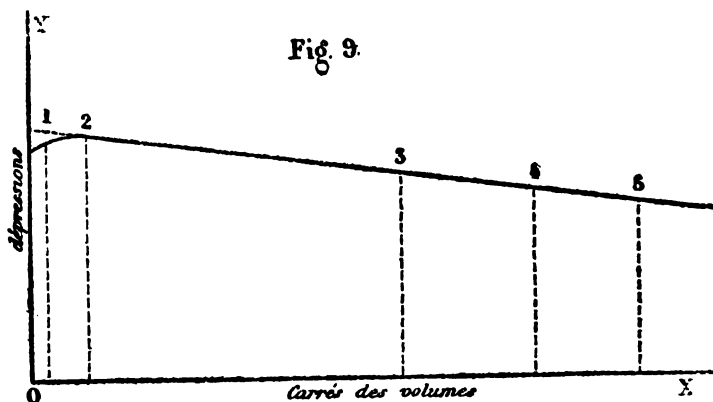
$$h = 26^{\text{mm}},45 - 0,01849 V^2.$$

Arrivons au ventilateur Guibal de Bessèges : les expériences faites sur cet appareil sont résumées dans ce 3^{me} tableau :

N ^o d'ordre	Orifice équivalent.	Vitesse de rotation	Volume débité par seconde.	Carré du volume X	Dépression observée Y	Dépression calculée.	Différence.
1	0,3643	76,39	5 ^m 3,304	28,132	29 ^m ,96	33 ^m ,13	-3 ^m ,17
2	0,6926	»	10,499	110,229	32,46	32,42	+ 0,04
3	1,9430	»	26,929	725,171	27,09	27,13	- 0,04
4	2,3710	»	31,543	994,960	24,96	24,80	+ 0,16
5	2,7262	»	34,690	1203,396	22,85	23,01	- 0,16

Ici, les quatre derniers points se rattachent suivant une droite (Fig. 9) ayant pour équation :

$$h = 33^{\text{mm}},37 - 0,008614 V^2.$$



Le premier point reste notablement au-dessous de cette ligne.

L'écart est beaucoup trop grand pour pouvoir être attribué à une erreur d'observation (1). Des expériences antérieures faites sur le ventilateur de Créal m'ayant constamment donné cette même irrégularité, je me trouve conduit à énoncer ce fait que, pour les mines très-étroites, la dépression reste en-dessous du taux que lui assignent les résultats donnés par les mines plus larges.

(1) Une expérience préliminaire faite quelques jours avant celle de la Commission en vue de régler la position de la vanne mobile, avait donné un écart beaucoup moindre. Au reste, comme je le dis plus loin, la dépression pour les mines très-étroites manque complètement de fixité.

Si, poussant les choses à l'extrême, on ferme complètement la galerie amenant l'air au ventilateur, au lieu de la dépression initiale H on ne trouve qu'une valeur moindre; ainsi, pour le ventilateur de Bessèges, $29^{\text{mm}},66$ au lieu de $33^{\text{mm}},37$.

A quoi faut-il attribuer cette diminution, cette défaillance, si je puis ainsi parler, de la dépression dans le cas des mines très-étroites? Les causes sont nombreuses; un moment de réflexion permet bientôt de les découvrir.

D'abord, en abaissant la vanne mobile pour approprier l'orifice de sortie au débit diminué, on transforme cet orifice en un rectangle étroit par où l'air s'échappe en lame mince. Le périmètre frottant s'accroît par rapport à la section, et la perte de charge prend une importance rapidement croissante.

En second lieu, l'inclinaison que présentent les palettes à leur naissance pour couper sans choc l'air pénétrant dans leurs intervalles, ne s'applique qu'à un certain débit; avec une circulation d'air ou plus forte ou moindre, il y a de suite choc. En général, cette inclinaison est calculée dans le cas d'une mine large, et l'effet nuisible, encore insensible pour les mines moyennes, s'accroît rapidement pour les mines très-étroites et concourt à diminuer la dépression.

Enfin, avec les veines minces, il devient certainement plus difficile d'obtenir l'écoulement à *gueule-bée* dans les intervalles des palettes et dans la cheminée Guibal, écoulement indispensable pour réaliser la restitution intégrale de la force vive, à la façon de l'ajutage de Venturi. Cette observation semble corroborée par ce fait que, pour les mines étroites, la dépression manque absolument de fixité; elle est comme vacillante, et des mesures prises à quelques minutes d'intervalle donnent souvent des résultats différents.

Il résulte de ce qui précède que la ligne droite exigée par notre théorie ne se poursuit pas rigoureusement jusqu'à l'ordonnée d'origine; elle s'infléchit à partir des mines très-étroites de $0^{\text{mm}},40$ à $0^{\text{mm}},50$ d'orifice équivalent, ainsi que

l'indique la Fig. 9, l'inflexion commençant plus ou moins tôt suivant l'appareil. En revanche, elle semble devoir se continuer indéfiniment du côté des mines larges; cette même expérience du ventilateur de Bessèges la conduit, en effet, jusqu'à la mine de $2^{\text{m}},7262$ d'orifice équivalent, valeur rarement dépassée, même en Angleterre.

Les mines n'ayant presque jamais un orifice équivalent inférieur à $0^{\text{m}},40$, nous pouvons admettre que, dans les limites présentées par l'application, notre théorie est justifiée.

Je n'ai pu utiliser, pour la vérification que je poursuis, les résultats donnés à la Commission par le ventilateur de la Sagnette. Cet appareil présente, en effet, une particularité qui le met en dehors de notre théorie. J'ai dit plus haut que dans les ventilateurs enveloppés, l'orifice ménagé pour l'expulsion de l'air devait être réglé sur le débit de l'appareil; étroit avec les mines étroites, il doit être agrandi pour les mines larges. A Bessèges, à l'aide de la vanne mobile, à Créal, en enlevant ou ajoutant des douelles à l'enveloppe, la Commission a pu, au début de chacune de ses expériences, opérer cette adaptation préalable; à la Sagnette, la disposition des choses ne s'y prêtait pas. L'orifice de sortie, restant invariable, ne se trouvait donc convenir qu'à une mine particulière; avec les mines plus étroites et plus larges, avec ces dernières surtout, naissaient des résistances considérables empêchant à la dépression et au débit d'atteindre les valeurs qu'on aurait pu espérer (1).

Je crois inutile de rapporter cette expérience faite dans des conditions irrationnelles. Les cinq points, au lieu de se ranger suivant une ligne droite, forment une ligne brisée plus ou moins irrégulière. La dépression, d'abord faible, s'élève et

(1) En pratique, il est rarement nécessaire de faire varier cet orifice; il suffit qu'il soit réglé au début, dans l'hypothèse de la plus grande valeur que puisse atteindre le débit, pour qu'il n'y ait plus à s'en inquiéter.

atteint son maximum pour la mine particulière à laquelle est approprié l'orifice de sortie. Au-delà, elle décroît avec rapidité.

Nous pouvons, à présent, à l'aide des valeurs numériques que nous venons de trouver pour les constantes H et M de notre équation d'étude, déterminer les données caractéristiques des trois ventilateurs étudiés par nous ; je veux parler de leur rendement manométrique et de leur orifice de passage.

Nous avons posé, en effet, les deux égalités suivantes :

$$H = \frac{K u^2}{g},$$

$$M = \frac{1}{0,65^2 \sigma^2 2g}.$$

Si, prenant la première de ces égalités, je donne successivement à H les trois valeurs obtenues plus haut, en ayant soin de les diviser par le rapport $\frac{\delta}{\delta_0}$ des densités de l'air et de l'eau, les valeurs correspondantes du rendement manométrique seront :

Pour le ventilateur de Bessèges. . . .	0,691
» » de Créal	0,572
» » de Lalle	0,542

Ces résultats confirment pleinement la théorie : au ventilateur Guibal, muni de la cheminée évasée, appartient le meilleur rendement. Celui de Créal ne vient qu'en seconde ligne, car sa cheminée est insuffisante. Enfin, le ventilateur de Lalle, qui n'a ni enveloppe ni cheminée, passe nécessairement au dernier rang.

On peut même être étonné de voir ce dernier appareil arriver à un rendement aussi élevé. Nous avons dit plus haut que tout ventilateur non enveloppé ne peut atteindre un rendement manométrique supérieur à 0,50 ; mais, si on veut bien se reporter au dessin joint au rapport de la Commission, on reconnaîtra que cet appareil tourne dans un coursier demi-circulaire

qui doit certainement agir sur le débit à la façon de l'enveloppe, du moins dans une certaine mesure.

J'arrive à la seconde égalité et donne successivement à M , comme je l'ai fait pour H , les trois valeurs obtenues au cours de ce paragraphe, toujours en ayant soin de les diviser par $\frac{\delta}{\delta_0}$. Des trois équations qui en résultent, je déduis pour l'orifice de passage σ les valeurs suivantes :

Pour le ventilateur de Bessèges . .	4 ^m ,0720
» » de Créal. . . .	3,5180
» » de Lalle. . . .	2,7950

L'ordre des orifices de passage est le même que celui des rendements. On ne saurait, pourtant, en tirer des conséquences générales, car la théorie n'a rien à faire ici. On comprend, en effet, que l'orifice de passage dépend avant tout du constructeur, de la largeur qu'il donne aux ailes et à l'ouïe, de la section plus ou moins grande qu'il livre au passage de l'air.

Le Guibal de Bessèges a 2 mètres de largeur et 3 mètres d'ouïe. Le ventilateur de Créal est un grand appareil de 6 mètres de diamètre et 3^m,50 d'ouïe, mais la largeur a été réduite à 1^m,10. Quant au ventilateur de Lalle, les ouïes n'ont que 1^m,80 de diamètre, et la largeur, de 1^m,32 vers l'axe, n'est plus que de 0^m,60 à la circonférence.

On trouve en assez grand nombre, dans les publications industrielles, des résultats d'expériences faites sur des ventilateurs à force centrifuge, surtout depuis l'impulsion donnée par M. Guibal à ce genre d'appareils. Mais il est rare que les auteurs se soient préoccupés de faire varier la résistance de la mine, comme l'a fait la Commission du Gard. En général, on

peuvent donc être utilisés pour la détermination de l'orifice de passage et du rendement manométrique. Je dois pourtant faire une exception en faveur d'une étude d'un grand intérêt publiée dans les *Annales des Mines* de 1860, par M. Tournaire, alors ingénieur des mines en résidence à Clermont. Je reproduirai les résultats obtenus par M. Tournaire, bien qu'ils ne se rapportent qu'à un ventilateur de forge. Aussi bien, il est intéressant de présenter à la suite des grands appareils étudiés par la Commission, l'exemple d'un ventilateur de petit diamètre, comme on en voit journellement dans les ateliers.

Le ventilateur de M. Tournaire, étudié avec le plus grand soin dans ses moindres détails, pêchait pourtant par un point dont nous avons reconnu plus haut l'importance : il n'était pas enveloppé. L'air expulsé par toute la circonférence était reçu dans une grande caisse rectangulaire enfermant hermétiquement l'appareil, sauf les pavillons des ouïes et la tête de la conduite de l'atelier. Pour procéder à ses expériences, M. Tournaire fermait cette dernière conduite et la remplaçait par 12 orifices circulaires en mince paroi, de 0,10 de diamètre, ménagés sur les deux faces latérales de la caisse et que des bouchons garnis de caoutchouc permettaient de fermer à volonté. En ouvrant successivement un, deux, jusqu'à douze de ces orifices, on faisait varier le débit dans une large mesure, et à chaque fois ce débit était déterminé par la simple observation du manomètre, en appliquant aux orifices ouverts la formule classique de l'écoulement en mince paroi.

Le ventilateur de M. Tournaire avait 0^m,85 de diamètre et tournait avec une vitesse de 1500 à 1700 tours par minute ; cela fait une vitesse tangentielle variant de 67 à 76 mètres par seconde. Néanmoins, pour rendre ces expériences comparables à celles de la Commission, je les ai toutes ramenées à la vitesse tangentielle de 20 mètres, ce qui est du reste absolument indif-

férent pour le but que nous poursuivons (1). Ce nouveau tableau est dressé sous la même forme que les précédents ; l'orifice équivalent qui figure dans la 1^{re} colonne n'est autre que la somme des surfaces des orifices ouverts :

N ^{os} d'ordre	Orifice équivalent.	Vitesse de rotation. (Tours par minute.)	Volume débité par seconde.	Carré du volume X	Dépression observée Y	Dépression calculée.	Différence.
1	0 ^m 2,0236	449,38	0,253	0,0640	19,18	19,42	— 0,24
2	0,0393	»	0,410	0,1680	18,14	18,25	— 0,11
3	0,0471	»	0,491	0,2410	17,77	17,43	+ 0,34
4	0,0550	»	0,565	0,3198	17,35	16,54	+ 0,81
5	0,0707	»	0,704	0,4955	15,73	14,56	+ 1,22
6	0,0785	»	0,737	0,5429	14,00	14,03	— 0,03
7	0,0864	»	0,792	0,6268	13,04	13,08	— 0,04
8	0,0942	»	0,843	0,7112	12,21	12,14	+ 0,07

Les trois premiers points et les trois derniers se rangent assez bien suivant une même droite dont l'équation est :

$$h = 20^{\text{mm}},14 - 11,2508 V^2.$$

Les deux points intermédiaires se placent en dessus, avec un écart marqué.

Il est assez difficile de saisir les causes qui motivent cet écart ; peut-être existe-t-il un débit spécial pour lequel le ventilateur est particulièrement approprié ? Celui, par exemple, qui réalise avec la plus grande perfection l'écoulement à gueule-bée à travers les canaux sinueux de l'appareil. Quoiqu'il en soit, j'accepterai provisoirement la droite formée par les six points extrêmes.

Les constantes de cette droite me permettent de calculer, comme pour les précédents ventilateurs, le rendement maxi-

Rendement manométrique . . .	0,403
Orifice de passage	0, ^m ,0131

Ainsi que le veut la théorie, le rendement manométrique est inférieur à 0,50. L'adjonction d'une enveloppe excentrée, suivant les indications de M. Guibal, accroîtrait certainement, dans une très-forte mesure, le pouvoir comprimant de ce ventilateur. Quant à l'orifice de passage, sa valeur minime s'explique tout naturellement par les faibles dimensions de l'appareil.

En dehors de l'intéressante expérience que je viens de rappeler, je ne trouve partout que des observations se rapportant à un même degré de résistance à la circulation de l'air, ou autrement dit, à un même orifice équivalent. Des renseignements aussi incomplets ne permettent point d'arriver à la connaissance de l'orifice de passage et du rendement manométrique. Cependant, pour ce dernier, ils permettent d'obtenir une valeur grossièrement approchée qui, à défaut d'autre, peut présenter de l'intérêt et de l'utilité.

Le rendement manométrique, avons-nous dit, est le coefficient de réduction à appliquer à la dépression théorique pour passer à la dépression initiale définie plus haut. Si, à défaut de cette dernière, on se contente de la dépression effective telle qu'on l'observe dans les conditions ordinaires, le rendement obtenu sera trop faible et d'autant plus faible que la mine aérée sera plus large ; mais, en général, l'écart de cette valeur approchée ne sera pas si considérable qu'elle ne puisse aider à porter un jugement sur la valeur exacte.

Prenons, par exemple, les trois ventilateurs de Bessèges,

~~et les résultats obtenus par la Commission du Gard. Les rendements~~

pression initiale, on se sert des dépressions effectives observées en temps ordinaire sur les trois mines de Bessèges, de Créal et de Lalle, on obtiendra les rendements approchés :

0,569 0,524 0,468

Sans doute, les différences sont grandes surtout pour la mine de Bessèges qui est fort large, mais l'ordre de ces valeurs approchées est le même que celui des valeurs exactes, et, à défaut d'indications plus précises, on comprend qu'elles puissent suffire pour comparer entre eux les divers types de ventilateurs.

C'est dans cette pensée qu'a été dressé le tableau qui va suivre. J'y ai fait entrer tous les ventilateurs, au nombre de 60, sur lesquels j'ai pu me procurer des données expérimentales. Le rendement approché qui figure dans la dernière colonne est calculé, comme nous l'avons dit plus haut, en comparant les dépressions observées à la dépression théorique dont l'expression, en colonne d'eau, est $\frac{u^2}{g} \frac{\delta}{\delta_0}$.

L'erreur diminuant avec les mines étroites et augmentant avec les mines larges, j'ai porté en regard du rendement, comme base importante d'appréciation, l'orifice équivalent de la mine aérée (1).

Les ventilateurs sont présentés dans l'ordre de leurs perfectionnements successifs : d'abord, les appareils primitifs sans enveloppe, puis ceux simplement enveloppés, sans cheminée ; viennent ensuite les appareils présentant, outre l'enveloppe, une cheminée à section constante, et enfin les Guibal complets, avec vanne, enveloppe et cheminée évasée.

Dans chaque catégorie, l'ordre suivi est celui des diamètres croissants

de la densité de l'air. J'ai admis partout, pour celle la moyenne 1200 et 1000 pour celle de l'eau. Avec ventions, les formules qui m'ont servi à établir les numériques de ce tableau prennent la forme simple :

Pour l'orifice équivalent,

$$a = 0,38 \frac{V}{\sqrt{h}}$$

V étant le volume débité par seconde et h la dépression en millimètres d'eau.

2° Pour la dépression théorique,

$$H_0 = \frac{N^2 D^2}{2982},$$

N étant le nombre de révolutions par minute et D le de l'appareil.

3° Et par suite, pour le rendement manométrique

$$K = \frac{2982 h}{N^2 D^2}.$$

Souvent l'observation du débit faisait défaut, et a fice équivalent n'a pu être déterminé.

TABLEAU N° 1.

Nos d'ordre.	DATES	MINES	DIMENSIONS.			nombre d'exp riences
			Diamètre extérieur.	Diamètre de l'ouïe.	Largeur.	
Ventilateurs						
1	25 juin 1842.	Puits n° 5 du Grand-Hornu.....	1 ^m ,70	1 ^m ,36	0 ^m ,34	2
2	28 mars 1844	Id.....	1,70	1,36	0,34	2
3	24 mai 1844.	Fosse n° 2 de Sauwartan.....	2, »	1,59	0,40	1
4	23 avril 1847.	Fosse Sainte-Caroline du charbonnage de Sainte-Victoire, à Frameries.	1,91	?	?	2
5	28 juin 1849.	Puits n° 1 du charbonnage de l'Es- couffiaux.	2, »	1, »	1,20	1
6	1 ^{er} juin 1843.	Fosse n° 3 de la houillère de Marci- nelles.	2,05	0,63	0,60	1
7	4 oct. 1842.	Puits n° 3 du charbonnage de l'A- grappe et Grisœil, à Frameries.	2,53	1,30	0,98	1
8	1 ^{er} oct. 1849.	Charbonnage de Bayemont; siège d'exploitation de Sainte-Suzanne.	2,60	1,40	1,15	2
9	29 juin 1849.	Puits n° 3, dit Grand-Trait, du char- bonnage de l'Agrappe et Grisœil, à Frameries.	2,76	1,50	1,50	1
10	7 janv. 1848	Puits n° 12 du charbonnage de l'A- grappe-Noirchain.	2,76	1,50	1,50	11
11	28 nov. 1848.	Grande veine du bois d'Epinois, à Elouges, siège d'exploitation n° 4.	2,80	1,40	1,20	2
12	Oct. 1847..	Puits n° 5 (Sainte-Barbe) du charbon- nage de l'Escouffiaux.	2,86	1,40	1,20	1
13	Nov. 1847.	Puits n° 7 (Saint-Antoine) du charbon- nage de l'Escouffiaux.	2,86	1,40	1,20	1
14	30 juil. 1863.	Grande veine du bois d'Epinois, à Elouges, siège d'exploitation n° 4.	3, »	?	1,25	1
15	20 nov. 1842.	Puits n° 1 de la houillère du Grand- Picquery, à Frameries.	3,05	1,46	0,99	1
16	25 nov. 1842.	Fosse Sainte-Caroline du charbonnage de Sainte-Victoire, à Frameries.	3,14	1,60	0,95	1
17	30 avril 1865.	Charbonnage de Crachet et Picquery, puits Sainte-Placide.	7, »	3, »	1,70	5

PUBLICATIONS	AUTEURS	ORIFICE équivalent.	Rendement manomé- trique approché	OBSERVATIONS.
non enveloppés.				
Mémoire sur les appareils appliqués à la ventilation des mines, p. 58.	G. Glépin.....	0 ^m 2,1750	0,132	Type Combes. — Axe ver- tical, 4 oules, 3 ailes.
Id. id., p. 58 et aussi le traité d'exploitation de Combes, t. II, p. 491.	Id.....	0,3320	0,090	Id. id. — La mine s'étant élar- gie, le rendement a diminué.
Id. id., p. 63 et Combes, p. 499.	Id.....	0,2760	0,132	Id. id. — Axe horizontal, 2 oules, 2 ailes.
Notes manuscrites de M. Cabany.	A. Cabany.....	0,5150	0,400	Type Leteret. — Ventila- teur bien construit, mais un peu petit.
Id.....	Id.....	0,3930	0,476	Id. id.
Mémoire sur les appareils appliqués à la ventilation des mines, p. 50.	G. Glépin.....	0,3440	0,121	Id. id. — 2 oules, 8 ailes en toile légèrement courbes.
Id. id., p. 49.....	Id.....	0,3400	0,438	Id. id. — Ailes inclinées à 110° sur le rayon, 2 oules.
Annales des travaux pu- bliques de Belgique, t. XI, p. I.	Jochams.....	0,2710	0,323	Id. id. — 4 ailes inclinées de 130 à 150°.
Notes manuscrites de M. Cabany.	A. Cabany.....	0,7450	0,393	Id. id. — Très-forte inclinaison des ailes.
Notes manuscrites de M. Cabany.	Id.....	0,9130	0,303	Id. id. — Moyenne de 14 expé- riences faites avec le concours de MM. Toilliez Albert, Hamal et Toilliez J.
Annales des travaux pu- bliques de Belgique, t. XI, p. I.	Jochams.....	0,3820	0,285	Id. id.
Notes manuscrites de M. Cabany.	A. Cabany.....	0,3860	0,474	Id. id.
Id.....	Id.....	0,4180	0,377	Id. id. — Ailes inclinées à 110°.
Annales des travaux pu- bliques de Belgique, t. VIII, p. 5	Hamal et Schorn.	0,4780	0,368	Id. id.

N ^o d'ordre.	DATES	MINES	DIMENSIONS.			Nomb d'exp riences
			Diamètre extérieur.	Diamètre de l'ouïe.	Largeur.	
18	?	Puits n ^o 12 de la houillère de Marci- nelles.	6 ^m ,50	2 ^m ,25	1 ^m ,40	1
19	?	Charbonnage d'Ormont, à Châtelet...	8, »	?	1,40	6

Ventilateurs enveloppés

20	5 nov. 1876.	Mines de la Grand'Combe. Ventilateur de la Sagnette.	2,80	1,34	1,20	1
21	10 août 1859.	Charbonnage de Grisceil, siège d'ex- ploitation n ^o 10.	4, »	1,60	1,53	9
22	D'août à oct. 1859.	Id. id	4, »	1,60	1,53	2
23	25 juil. 1861.	Charbonnage de l'Escouffiaux.....	4, »	?	?	2
24	23 juin 1861.	Charbonnage de la Basse-Sambre....	4, »	?	?	4
25	28 mai 1865.	Charbonnage de Crachet et Picquery, puits Sainte-Placide.	7, »	3, »	1,70	3

Ventilateurs enveloppés, avec

26	19 fév. 1859.	Fosse Jean Bart de la C ^o d'Anzin....	3,60	1,60	1,50	2
27	22 mars 1859	Id. id	3,60	1,60	1,50	2
28	7 janv. 1865	Houillères de Stiring, puits St-Joseph.	4, »	2, »	1,50	5
29	?	Charbonnage du Grand-Buisson, fosse n ^o 3.	7, »	3, »	1,70	3
30	?	Société de Hornu-Wasmes	9, »	3, »	2, »	3

PUBLICATIONS	AUTEURS	ORIFICE équivalent.	Rendement menomé- trique approché.	OBSERVATIONS.
Supplément au traité d'ex- ploitation de Ponson, t. I, p. 395.	?	0 ^m 7120	0,439	Type Lambert. — 6 ailes radiales. Des deux expériences rapportées, j'ai choisi la plus favorable à l'appareil.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 181.	Devillez, Letoret, Stoesser, Del- haise et Gilbert	0,7620	0,455	Id. id. — 8 ailes radiales.

cheminée.

Bulletin de la Société de l'Industrie minérale. 2 ^{me} série, t. VII, p. 533.	Commission de l'aérage du Gard	0,6629	0,638	Ce rendement se rapporte à la 2 ^{me} expérience de la Commission; les 4 autres donnent un rende- ment moindre.
Annales des travaux pu- blics de Belgique, t. XVII p. 406.	Hamal et Gille...	1,2040	0,429	Les 9 expériences conduisent à une action naturelle assez vive qui nuit à la régularité des ré- sultats.
Supplément au traité d'ex- ploitation de Ponson, t. I, p. 384.	Id.	1,2240	0,505	Il s'agit sans doute du même ven- tilateur que ci-dessus. Expé- riences peu concordantes.
Id. id., ...	Gille.....	?	0,682	Expériences peu concordantes. Le débit n'ayant pas été mesuré, l'orifice équivalent reste in- connu.
Id. id., ...	Masy.....	?	0,613	Mêmes observations que ci-dessus.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 228.	Gille et Franeau.	0,8830	0,491	Même ventilateur qu'au n° 47. L'enveloppe a été mise en place, mais pas encore la vanne ni la cheminée.

cheminée à section constante.

Notes manuscrites de M. A. Cabany.....	A. Cabany.....	1,1160	0,583	Type Guibal primitif, avec vanne à chernière. Cheminée carrée de 4 ^m .30. Moyenne des 2 expériences les plus favorables à l'appareil.
Id.	Id.	1,6260	0,352	Id. id. — La mine étant très- large, on s'explique la diminu- tion du rendement.
Bulletin de la Société de l'Industrie minérale, t. X, p. 437.	Laigneaux et Dis- tinghin.	0,9310	0,284	Id. id. — Cheminée carrée de de 4 ^m .30. On ne voit pas la cause d'un aussi faible rende- ment.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 236.	?	0,4030	0,626	Id. id., actuel. — La cheminée n'a pas encore son revêtement intérieur évasé.
Id. id., p. 253	?	?	0,609	Type spécial. — La chemi- née a, de haut en bas, une section uniforme de 2 ^m sur 1 ^m .80.

N ^{os} d'ordre.	DATES	MINES	DIMENSIONS.			Nombre d'expériences.
			Diamètre extérieur.	Diamètre de l'oeil.	Largeur.	

Ventilateurs enveloppés, avec vane						
31	?	Fosse Sainte-Hortense, à Paturages ..	4, »	2, »	1,50	1
32	25 juin 1862.	Fosse du Verger de la C ^{ie} d'Anzin	5, »	2, 50	2, »	2
33	11 août 1861.	Grosse fosse de la C ^{ie} d'Anzin	5, »	2, 50	2, »	3
34	?	Charbonnage de Montceau-Fontaine, près Charleroi, puits n° 8.	6, »	?	?	6
35	22 avril 1866	Mines de Forchies.....	6, »	3, »	?	4
36	31 juil. 1865.	Charbonnage de Crachet et Picquery, puits Sainte-Placide.	7, »	3, »	1,70	4
37	25 mars 1866	Id. id	7, »	3, »	1,70	5
38	?	Houillères de Stiring	7, »	3, »	1,75	3
39	?	Charbonnage du Bourbier.....	7, »	3, »	1,70	4
40	?	Charbonnage du Grand - Buisson, fosse n° 3.	7, »	3, »	1,70	4
41	11 sept. 1870.	Charbonnage du Grand-Mambourg, à Montigny-sur-Sambre.	7, »	3, »	2,50	4
42	? 1866.	Mines de Nœux (Pas-de-Calais), puits n° 3.	7, »	3, »	1,70	7
43	? 1865.	Elswick Colliery (Durham).....	7, »	3, »	1,90	3
44	24 juil. 1869.	Mine de Von der Heydt, de la Société des houillères de Herné-Bochum, puits Providence (Westphalie).	9, »	?	3, »	3
45	14 fév. 1869.	Mine de Rhein-Elbe (Westphalie).....	9, »	?	3, »	4
46	?	Charbonnage de Montceau-Fontaine, près Charleroi, puits n° 10.	9, »	?	?	3

PUBLICATIONS	AUTEURS	ORIFICE équivalent.	Rendement manomé- trique approché.	OBSERVATIONS.
« cheminée évasée, type Guibal.				
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 221.	?	?	0,570	Le débit n'a pas été déterminé; l'orifice équivalent reste in- connu.
Notes manuscrites de M. Cabany.	Atkinson, Dickin- son et Green- well, ingénieur anglais.	0 ^m 2,7970	0,651	Expériences concordantes paraî- sant faites avec soin.
Id.	A. Cabany	1,6320	0,633	Ce rendement est très-élevé, eu égard à la largeur de la mine.
Supplément au traité d'ex- ploitation de Ponson, t. I, p. 374.	Atkinson et Dic- kinson, inspec- teurs des mines en Angleterre.	0,6180	0,595	Les renseignements sur ce venti- lateur et sur le suivant sont fort incomplets.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 239.	Stoesser, Delhaise, Letoret, Gilbert et Devillez.	0,9440	0,642	.
Id. id., p. 229.....	Gille et Francau.	0,8350	0,654	Même ventilateur qu'aux nos 17 et 25. La cheminée est terminée, l'appareil est complet.
Id. id. p. 240.....	Stoesser, Delhaise, Letoret, Gilbert et Devillez.	0,6320	0,728	Il s'agit sans doute encore du même appareil. L'accroissement du rendement peut être attribué à la diminution de l'orifice équi- valent.
Id. id., p. 221.	?	?	0,598	Les renseignements sur cet appa- reil sont fort incomplets.
Id. id., p. 221.....	?	?	0,579	Même observation que ci-dessus.
Id. id., p. 236.....	?	0,4030	0,711	Ce ventilateur est le même qu'au n° 29. Le revêtement évasé inté- rieur de la cheminée est en place.
Id. id., p. 237.....	De Poitier, Havrez et Halley.	1,0350	0,628	La grande largeur de cet appareil n'a paraît pas avoir eu une in- fluence marquée sur le rende- ment.
Inédit	C. Brice	0,8480	0,633	Communiqué par M. Brice.
Transactions des Ingé- nieurs des mines du nord de l'Angleterre, t. XIV.	William Cochrane	1,8720	0,590	.
Annales des mines, 7 ^{me} série, t. IV (1873), p. 297.	Extrait par M. Voi- sin d'un rapport d'enquête admi- nistrative.	1,3680	0,684	.

Nos d'ordre.	DATES	MINES	DIMENSIONS.			Nombre d'expériences
			Diamètre extérieur.	Diamètre de l'ouïe.	Largeur.	
47	?	Charbonnages réunis, à Charleroi...	9", »	3, »	1,70	3
48	?	Charbonnage de Grand-Mambourg, à Montigny-sur-Sambre.	9, »	4, »	2, »	4
49	24 oct. 1869.	Charbonnage du Rieu-du-Cœur, puits Saint-Amand.	9, »	3, »	2, »	7
50	17 mai 1869.	Charbonnage de la Louvière et la Paix	9, »	3, »	2, »	3
51	21 juin 1869.	Charbonnage du Grand - Buisson, fosse n° 2.	9, »	3, »	2, »	14
52	? 1865.	Pelton Colliery (Durham).....	9, »	4, »	3, »	3
53	20 avril 1867.	Middle Duffryn Colliery, à Aberdare (Pays de Galles).	9, »	?	3, »	2
54	2 mars 1868	Gethin Colliery, à Cyfarthfa (Pays de Galles).	9, »	?	3, »	5
55	?	Mine de Lwimpia; Rhouda-Valley (Pays de Galles).	9, »	?	3, »	1
56	?	Mine d'Ebbwale (Pays de Galles).....	12, »	?	3,60	1
57	?	Charbonnage de Trieu-Kalsin	12, »	3, »	3, »	3
58	25 mars 1877	Charbonnage de Crachet et Picquery, près Frameries.	12, »	4, »	2,50	3
Ventilateurs soufflants.						
59	22 juil. 1855.	Ventilateur présenté par M. Ordinaire de Lacolonge à l'Exposition universelle de 1855.	0,99	0,26	0,156	11
60	?	Ventilateur construit par M. Rittinger pour desservir un haut-fourneau au charbon de bois.	1,60	0,36	0,09	5

De ce tableau résultent d'intéressantes indications, toutes

PUBLICATIONS	AUTEURS	ORIFICE équivalent.	Rendement manomé- trique approché.	OBSERVATIONS.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 221.	?	?	0,583	Renseignements fort incomplets.
Id. id., p. 221	?	?	0,545	Même observation que ci-dessus.
Id. id., p. 233.....	Brunier, Servy, Schivre et Halley	1 ^m 2,0610	0,665	En écartant les 3 premières expé- riences, les 7 autres sont con- cordantes.
Id. id., p. 237.....	Roger et Halley.	0,7770	0,675	.
Id. id., p. 238.....	?	0,4880	0,660	.
Proceedings de l'Institut des ingénieurs de la Galles du Sud, vol. V, p. 116.	William Armstrong	1,9710	0,709	Les 3 premières expériences seules. Les autres sont discordantes.
Id. id., vol. V, p. 257...	Wilkinson Geor- ges.	2,0290	0,307	On ne voit pas ce qui fait baisser ainsi le rendement. Une expé- rience antérieure d'un mois donne le même résultat.
Id. id., vol. VI, p. 67 ...	Bates Mathew et G. Cope Pearce.	2,9370	0,661	Il est remarquable que pour une mine aussi large, le rendement reste aussi élevé.
Annales des mines, 7 ^{me} sé- rie, t. XIV, 5 ^e liv. de 1878.	Mémoire de M. Léon Lecornu.	2,3020	0,696	Renseignements insuffisants.
Id. id., ...	Id. id.....	1,6300	0,627	Même observation.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 221.	?	?	0,700	Renseignements insuffisants.
Revue universelle des mi- nes, 2 ^{me} série, t. II, juil- let et août 1877, p. 59.	Hubert et Devillez	1,2810	0,668	Procès-verbal d'expériences de ré- ception. Les ailes sont dirigées suivant le rayon.

modèle d'atelier.

Le Génie Industriel, t. XVII, 1859, p. 85.	Procès - verbal d'expériences faites au Conservatoire des Arts-et-Métiers.	0,0350	0,732	8 ailes radiales. Enveloppe excen- trique. Construction très-étu- diée.
Centrifugal - Ventilatoren. von Rittinger, Vienne 1858.	Rittinger	0,0055	0,720	Expériences rapportées par M. Ordinaire de Lacolonge dans les Annales du Conservatoire des Arts-et-Métiers.

rendement manométrique ne dépasse pas 0,132. Avec la dis-

de 0,500, même pour le ventilateur Lambert, dont les dispositions intelligentes constituent pourtant un progrès marqué sur les appareils primitifs de M. Letoret (1).

Avec les ventilateurs enveloppés sans cheminée apparaissent de suite des rendements supérieurs à 0,600, ce qui semblerait prouver que déjà dans l'enveloppe, ou du moins dans sa partie excentrée, commence à se produire la restitution de la force vive. Cependant, les expériences faites par MM. Gille et Franeau sur le ventilateur de Crachet et Picquery (n° 17 et 25 du tableau), avant et après la pose de l'enveloppe, ont donné dans les deux cas le même rendement, 0,496 et 0,491. Il devrait pourtant y avoir une différence ; je ne puis saisir la cause de cette anomalie.

Les exemples de ventilateurs enveloppés avec cheminée de section constante sont peu nombreux ; j'y ai rangé les ventilateurs Guibal du type primitif, ceux où la vanne mobile est formée par un coursier rigide tournant sur une charnière. L'appareil de ce genre monté sur le puits Saint-Joseph des mines de Stiring, n'a donné qu'un rendement très-faible, 0,284 ; on ne voit pas clairement la raison de cette infériorité. La 2^{me} expérience de la fosse Jean Bart d'Anzin donne aussi un faible rendement ; mais ici, c'est à cause de la très-grande largeur de la mine. Les autres rendements sont fort beaux et donnent une moyenne supérieure à 0,600. Est-ce bien à la cheminée prismatique qu'il faut attribuer ce résultat ? Ne serait-il pas dû simplement à l'enveloppe ? Il est difficile de marquer la part exacte de ces deux influences.

La longue série des ventilateurs Guibal avec cheminée évasée permet d'être plus affirmatif. Si on écarte le ventilateur de Middle Duffryn, à Aberdare (n° 53), dont, je ne sais pour

(1) Bien que toujours inférieurs à 500, ces rendements s'en rapprochent parfois tellement qu'on est conduit à admettre que, même en l'absence de l'enveloppe et de la cheminée évasée, il se produit une certaine restitution de force vive.

quelle cause, le rendement se trouve être fort minime, on ne rencontre partout que des rendements élevés dépassant souvent 0,700 et formant une moyenne de 0,650. L'influence de la cheminée évasée est donc manifeste. Elle ressort, du reste, plus particulièrement de l'expérience comparative faite par MM. Gille et Franeau sur le ventilateur de Crachet et Picquery : avant l'érection de la cheminée, le rendement observé était seulement 0,491, et après, 0,654 (n^{os} 25 et 36 du tableau). Une expérience encore plus significative est celle qui est rapportée, sans nom d'auteur, par M. Devillez, à la page 236 de son *Traité de la ventilation* : avant la pose du revêtement évasé à l'intérieur de la cheminée, alors qu'elle garde la même section sur toute sa hauteur, le rendement est 0,626, et après la pose, 0,711 (Ventilateur du Grand-Hornu, n^{os} 29 et 40 du tableau).

Le rendement manométrique approché ne paraît pas s'accroître d'une façon sensible avec les dimensions des ventilateurs. Peut-être, cependant, est-ce à cette cause qu'il faut attribuer les beaux rendements présentés par les ventilateurs de Pelton, de Gethin et de Lwynypia, malgré la très-grande largeur des mines qu'ils aèrent (n^{os} 52, 54 et 55) ? Ces appareils, en effet, n'ont pas moins de 9 mètres de diamètre et 3 mètres de largeur. Cependant, le nouveau ventilateur de 12 mètres de diamètre de Crachet et Picquery, qui a fait l'objet d'un récent mémoire de M. Laguesse dans la *Revue universelle* et dont les ailes sont redressées suivant le rayon, comme le veut la théorie, ne donne que 0,668. Ce rendement est beau, sans doute, mais il semblerait qu'on pût attendre davantage. Au reste, dans la pensée du constructeur, il s'agissait moins, en adoptant de pareilles dimensions, d'améliorer le rendement que d'obtenir, avec une vitesse modérée du moteur, une très-grande vitesse tangentielle. Cette dernière vitesse est, en effet, ainsi que cela résulte de toute cette étude, la base essentielle de la puissance déprimante des ventilateurs.

Notre tableau se termine par deux exemples de ventilateurs d'atelier. Enveloppés et foulant l'air dans des canaux où la vitesse, si forte soit-elle, est cependant toujours très-inférieure à la vitesse tangentielle, ils utilisent, comme les Guibal, la force vive d'expulsion, et donnent les très-beaux rendements de 0,732 et 0,727.

Si on veut bien accepter comme caractéristiques de nos quatre catégories de ventilateurs, les moyennes arithmétiques des rendements approchés figurant sur notre tableau, on obtiendra l'intéressante série que voici :

Ventilateurs sans enveloppe.	0,327
Id. enveloppés, sans cheminée	0,560
Id. enveloppés, avec cheminée prismatique	0,606
Id. enveloppés, avec cheminée évasée (Guibal	0,650

Cette série dispense de tout commentaire; toutefois, il est bon de faire observer que la précision de ces moyennes est illusoire et qu'elles ne forment qu'une assez grossière indication.

Il résulte de ces chiffres que par les dimensions et dispositions actuellement adoptées pour les ventilateurs à force centrifuge, on a à peu près doublé le pouvoir déprimant des anciens ventilateurs Letoret. Mais il faudrait se garder de croire que pour l'exploitant le gain soit aussi considérable. En effet, ce qui intéresse l'exploitant, ce n'est point la dépression elle-même, mais bien la circulation d'air qu'elle détermine dans les travaux; or, lorsqu'on accroit la dépression, le débit ne suit que dans la proportion de la racine carrée de cet accroissement, de telle sorte que lorsqu'on est arrivé à doubler le rendement manométrique d'un ventilateur, on n'a réussi qu'à accroître dans le rapport de 1 à $\sqrt{2}$, ou à peu près de 5 à 7, le volume d'air parcourant les travaux.

Cette même observation peut aider à juger des perfectionne-

d'estimer à 0,750 le rendement manométrique absolu d'un appareil Guibal bien construit. Or, à supposer, ce qui est évidemment impossible, qu'on peut réaliser le ventilateur parfait rendant 100 pour 100, pendant que le gain en dépression s'élèverait dans le rapport de 75 à 100, le gain en air débité ne croîtrait que de 75 à 87. Le champ reste donc bien borné pour les inventeurs.

§ 4. — Détermination de la dépression initiale pour les ventilateurs à impulsion directe.

Je désigne ainsi, à l'exemple de M. Devillez, les ventilateurs qui agissent par des chocs obliques sur l'air qu'ils déplacent.

Bien que tombés en désuétude, ces appareils sont généralement connus du lecteur. Les traités d'exploitation ne manquent jamais de leur consacrer quelques lignes, et Ponson les décrit en détail (t. II, p. 163). Leurs trois types classiques sont :

1° La vis Motte, vis à simple ou à double spire, tournant dans un canal cylindrique à la façon de la vis d'Archimède.

2° Le ventilateur à hélice de M. Pasquet, couronne annulaire garnie de cloisons hélicoïdales, coupant l'air par une rotation rapide.

3° Le ventilateur à ailes de moulin à vent de M. Lesoinne, où les cloisons précédentes sont remplacées par de petites ailettes multipliées.

A ces trois types, j'ajouterai le ventilateur Davaine, appliqué aux mines de Bully-Grenay et formé de 4 ailes hélicoïdales fixées sur un gros noyau. Cet appareil a été l'objet d'une notice de M. Sens, publiée dans les *Annales des Mines* de 1860.

En somme, tous ces appareils sont basés sur le même principe ; ils ne diffèrent que par les détails.

Installés en général sur des mines étroites, comme l'étaient autrefois la plupart des mines belges, ces ventilateurs à faible pouvoir déprimant n'ont donné qu'une ventilation tout à fait

insuffisante. Aussi, n'ont-ils pas tardé à être abandonnés. Cependant, il est certainement possible, en suivant pas à pas les indications de la théorie, de relever dans une forte mesure leur rendement manométrique, et, devant certains avantages inhérents à ce genre d'appareils, il se peut fort bien que le dernier mot ne soit pas encore dit à leur sujet. J'en reparlerai tout à l'heure.

Je n'ai pas à revenir sur les équations générales établies plus haut; la théorie développée dans le 1^{er} paragraphe s'applique, j'ai eu soin de le montrer, à tous les ventilateurs déprimogènes sans exception. Les notions de dépression initiale, d'orifice de passage, ne sont pas moins évidentes pour les ventilateurs à impulsion directe que pour ceux à force centrifuge. Il ne nous reste donc ici qu'à déterminer la valeur analytique nouvelle de la dépression initiale.

Je prendrai, comme type d'appareil, le ventilateur à ailes de moulin à vent à cause de l'image familière qu'il présente à l'esprit. Je ferai sur lui, comme sur le ventilateur à force centrifuge, l'hypothèse du ventilateur *parfait*.

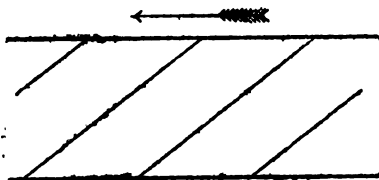


Fig. 10

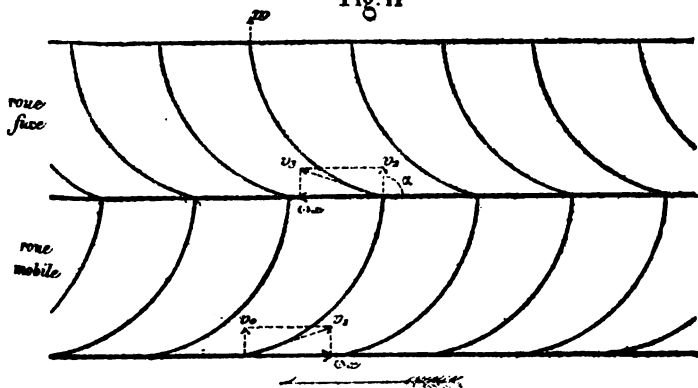
La Fig. 10 est une coupe des ailes faite à la distance x de l'axe, par conséquent suivant une surface cylindrique de rayon x . Dans la pensée de l'inventeur, les ailes devaient être planes et agir par choc oblique sur l'air aspiré. Or, un sem-

faire couper l'air suivant la résultante de la vitesse ascendante de l'air aspiré et de la vitesse de rotation de l'appareil au point considéré. C'est identiquement ce que nous avons fait pour les ventilateurs à force centrifuge.

Quant au second défaut, il conduit, par assimilation, à un artifice de même nature que la cheminée Guibal : comme pour les ventilateurs à force centrifuge, on annulera la vitesse tourbillonnante de l'air expulsé en le recevant dans des canaux évasés où sa vitesse puisse s'éteindre et sa force vive se restituer.

Dès lors s'impose la disposition suivante : la roue mobile de l'appareil Lesoinne sera surmontée d'une seconde roue fixe, dont les ailes inclinées au rebours des précédentes s'élèveront en formant entre elles des canaux évasés. Leur arête inférieure sera dirigée suivant la vitesse absolue de l'air projeté par la roue mobile, leur arête supérieure, suivant le plan de l'axe. C'est, du reste, la disposition indiquée de longue date par M. Harzé, dans le mémoire dont nous avons parlé plus haut.

Fig. II



L'appareil ainsi complété et perfectionné, il nous faut à présent déterminer la dépression qu'il est capable de produire. Comme pour les ventilateurs à force centrifuge, cette dépression résultera d'une série d'actions, les unes additives, les autres soustractives, que nous allons successivement passer en revue :

1° L'air pris immobile dans la chambre qui précède le ventilateur est porté à la vitesse V_0 , avec laquelle il atteint le plan inférieur des ailettes; il nous faut donc, tout d'abord, porter au passif de la dépression la hauteur génératrice de cette vitesse, soit :

$$-\frac{V_0^2}{2g}. \quad (1)$$

2° Une fois engagé entre les ailettes, l'air chemine dans leurs intervalles avec une vitesse relative décroissante, car ces canaux s'évasent en approchant du plan supérieur. Si V_1 est cette vitesse à l'entrée, V_2 à la sortie, le gain de pression dans ce trajet sera donné, comme il a été dit maintes fois, par le théorème de Bernouilli :

$$+\frac{V_1^2}{2g} - \frac{V_2^2}{2g}.$$

La vitesse relative d'entrée V_1 étant la résultante de la vitesse initiale V_0 et de la vitesse d'entraînement des ailettes ωx , son carré V_1^2 peut être remplacé par la somme $V_0^2 + \omega^2 x^2$. Je puis donc porter à l'actif de la dépression la somme algébrique :

$$+\frac{V_0^2}{2g} + \frac{\omega^2 x^2}{2g} - \frac{V_2^2}{2g}. \quad (2)$$

3° L'air atteignant le plan supérieur de la roue mobile est expulsé avec une vitesse V_3 , qui est la résultante de la vitesse relative de sortie V_2 et de la vitesse d'entraînement ωx . Le parallélogramme de ces vitesses donne pour V_3 l'expression connue :

$$V_3^2 = V_2^2 + \omega^2 x^2 - 2 V_2 \omega x \cos \alpha,$$

plaçant V_2 par sa valeur en fonction de ses composantes, j'aurai donc à porter encore à l'actif de la dépression la somme

$$+ \frac{V_2^2}{2g} + \frac{\omega^2 x^2}{2g} - \frac{2 V_2 \omega x \cos \alpha}{g} - \frac{W^2}{2g}. \quad (3)$$

Ici, la force centrifuge agissant perpendiculairement à la trajectoire des filets d'air ne produit aucun appoint à la dépression. Il ne reste donc qu'à faire l'addition des valeurs (1), (2) et (3) qui donne, toutes réductions faites :

$$H = \frac{\omega^2 x^2}{g} - \frac{2 V_2 \omega x \cos \alpha}{g} - \frac{W^2}{2g},$$

expression de la dépression cherchée.

J'ai supposé, jusqu'ici, que les ailettes mobiles atteignent leur plan supérieur sous une inclinaison quelconque α . L'expression précédente montre clairement que cet angle doit être de 90° , c'est-à-dire que ces ailettes doivent se redresser dans le plan de l'axe. De la sorte, le terme du milieu disparaît et la dépression théorique prend la forme simplifiée :

$$H_0 = \frac{\omega^2 x^2}{g} - \frac{W^2}{2g}.$$

Si, à présent, on suppose les canaux du diffusoir assez prolongés en hauteur et en largeur pour que la vitesse finale d'expulsion, W , puisse être considérée comme nulle, il restera comme valeur de la dépression développée par le ventilateur parfait :

$$H_0 = \frac{\omega^2 x^2}{g}.$$

Malheureusement, cette valeur ne se rapporte qu'aux filets d'air situés à la distance x de l'axe, et ici apparaît le défaut capital de cette classe de ventilateurs : pendant que pour les grandes valeurs de x , c'est-à-dire pour la région voisine de la circonférence extérieure, l'action déprimante est fort vive, elle reste faible pour les faibles valeurs de x , c'est-à-dire pour toute la partie centrale de l'appareil. La conséquence inévitable de cette inégalité d'action est que l'expulsion de l'air reste localisée sur les bords de la roue, pendant que vers le milieu

se produit une rentrée abondante d'air extérieur. Aussi, les constructeurs n'ont-ils pas tardé à garnir la partie centrale de leurs appareils d'obturateurs, de diaphragmes circulaires, réduisant de plus en plus la partie agissante de la roue à une étroite couronne. C'est ainsi qu'à la vis Motte du puits n° 2 de Monceau-Fontaine, dont le diamètre extérieur était de 2^m,26, on a interposé un diaphragme de 1^m,70 de diamètre, ne laissant subsister qu'un passage annulaire de 0^m,28 de largeur (1)

Dans ces conditions nouvelles, la dépression applicable au ventilateur à impulsion directe sera un intermédiaire, une moyenne entre celle correspondant au rayon intérieur $\frac{\omega^2 r^2}{g}$

et celle due au grand rayon $\frac{\omega^2 R^2}{g}$, et elle se rapprochera

d'autant plus de cette dernière que le diaphragme ou noyau central sera plus grand. Sans doute, on ne peut agrandir ce diaphragme sans rétrécir en même temps l'orifice de passage et faire baisser à proportion la dépression effective, mais ce danger diminue avec les mines étroites, et on comprend qu'à la limite, on puisse admettre pour la valeur théorique de la dépression dans le ventilateur parfait, celle qui correspond au rayon extérieur.

$$H_0 = \frac{\omega^2 R^2}{g},$$

et comme ωR est la vitesse tangentielle que nous avons exprimée jusqu'ici par la lettre u

$$H_0 = \frac{u^2}{g},$$

$$H = \frac{K u^2}{g},$$

dont la valeur plus ou moins élevée formera le rendement manométrique de l'appareil, avec cette légère différence toutefois, qu'aux causes diverses qui font faiblir le rendement, il faut en ajouter ici une de plus, l'écart forcé qui existe dans la pratique entre le rayon intérieur et le rayon extérieur.

Ainsi, il n'y a qu'une seule et même théorie pour tous les ventilateurs déprimogènes sans exception. Pour les appareils à impulsion directe, comme pour ceux à force centrifuge, le pouvoir déprimant est lié à la vitesse tangentielle, le pouvoir débitant, à l'orifice de passage, par des expressions identiques ; pour les uns comme pour les autres la dépression effective et le volume débité résultent des deux formules que je rappellerai ici :

$$h = \frac{K u^2}{g \left(1 + \frac{a^2}{o^2}\right)}, \quad v = \frac{0,65 \sqrt{2K} a u}{\sqrt{1 + \frac{a^2}{o^2}}}.$$

Je n'ai trouvé nulle part, dans les publications industrielles, d'expériences assez complètes pour me permettre de faire le calcul, avec une exactitude suffisante, du rendement manométrique et de l'orifice de passage d'un ventilateur à impulsion directe. Je me contenterai donc de dresser ici, comme je l'ai fait pour les ventilateurs à force centrifuge, un tableau de rendements manométriques approchés, à l'aide de toutes les données expérimentales que j'ai pu me procurer sur ce genre d'appareils.

N ^o d'ordre.	DATES	MINES	DIMENSIONS.			Nomb d'exp rienc
			Diamètre extérieur.	Diamètre du noyau.	Hauteur.	
Vis pneumatique						
1	? 1842.	Fosse n° 2 de Monceau - Fontaine, près de Charleroi.	0 ^m ,80	0 ^m ,029	0 ^m ,80	1
2	?	Id. id	0,80	0,029	0,80	1
3	18 avril 1842.	Houillère du Châtelet, près de Char- leroi, fosse dite du Carabinier.	1,20	?	?	1
4	7 juil. 1843.	Fosse n° 1 du charbonnage de Sau- wartan-sur-Dour.	1,40	0,046	0,73	2
5	2 nov. 1849.	Charbonnage de Piéton - Campagne, siège d'exploitation n° 1.	2, »	0,97	1, »	1
6	23 juil. 1849.	Fosse n° 2 du charbonnage de Mon- ceau-Fontaine, près de Charleroi.	2,20	1,70	1,10	1
7	Id.	Id. id	2,20	1,70	1,10	1
8	1 ^{er} juin 1843.	Fosse Duchère du charbonnage de Trieu-Kaisin, à Montigny-s/-Sambre	3, »	0,06	0,80	1
Ventilateurs à ailes hélicoï						
9	31 mai 1843.	Fosse Saint-André de la houillère du Poirier, à Montigny-sur-Sambre.	1 ^m ,70	0 ^m ,60	1 ^m ,088	1
10	18 juin 1843.	Fosse Saint-Louis, id. id.....	2, »	0,50	1,20	1
11	23 juil. 1848.	Charbonnage du Vivier-du-Couchant, à Gilly, siège d'exploitation dit Sainte-Marie.	2,30	1,31	0,285	1
12	14 août 1849.	Charbonnage de la Réunion, à Mont- sur-Marchienne, puits Saint-Joseph	2,50	1,65	0,19	1
13	Id.	Id. id	2,50	1,65	0,19	1

PUBLICATIONS	AUTEURS	ORIFICE équivalent.	Rendement manomé- trique approché.	OBSERVATIONS.
de M. Motte.				
émoire sur les appareils appliqués à la ventilation des mines, p. 42.	G. Glépin	0m1,3330	0,050	3 cloisons hélicoïdales d'une hau- teur égale au pas. Cette vis est la première construite.
males des travaux pu- blics de Belgique, t. I, p. 226.	Gonot, ingénieur en chef des mines.	0,2670	0,084	Même appareil. — La mine étant plus étroite, le rendement se trouve plus élevé.
émoire sur les appareils appliqués à la ventilation des mines.	G. Glépin	0,1750	0,121	2 cloisons hélicoïdales, de hauteur égale au demi-pas.
Id., p. 40	Id	0,2820	0,183	2 cloisons hélicoïdales, de hauteur égale au demi-pas. Même dis- position qu'au Châtelet
males des travaux pu- blics de Belgique, t. XI, p. 1.	Jochams	0,3460	0,208	Id. id. — La 3 ^{me} expérience seule, comme donnant le meil- leur rendement.
Id., t. XI, p. 1	Id	0,5760	0,189	Id. id. — L'appareil est muni de diaphragmes qui font entrer l'air par la partie centrale et sortir par la circonférence.
Id	Id	0,3060	0,230	Id. id. — La mine a été rétrécie artificiellement, ce qui a fait croître le rendement.
émoire sur les appareils appliqués à la ventilation des mines.	G. Glépin	0,5820	0,199	Id. id. — Un courant inverse très-sensible se produisait vers la partie centrale de l'appareil.
de M. Pasquet.				
émoire sur les appareils appliqués à la ventilation des mines, p. 64.	G. Glépin	0m2,73	,117	3 ailes, forme conique. — 2 autres expériences faites sur une mine large ne donnent qu'un très- faible rendement.
Id., p. 68	Id	0,2010	0,120	6 ailes. — Même construction que le précédent.
males des travaux pu- blics de Belgique, t. XI, p. 1.	Jochams	0,4210	0,188	Type Pasquet modifié. — Hauteur très-réduite. — Forme cylindrique. — Canaux hélicoï- daux mobiles de 0,495 sur 0,285.
Id	Id	0,6160	0,131	Id. id. — Canaux hélicoïdaux mobiles de 0,425 sur 0,190.
Id	Id	0,3870	0,182	Même appareil. — La mine étant rétrécie artificiellement, le ren- dement augmente.
Id	Id	0,6960	0,123	Id. id. — Canaux hélicoïdaux de 0,40 sur 0,20.
Id	Id	0,3400	0,197	Même appareil. — En rétrécissant la mine artificiellement, on fait croître le rendement.

N ^o d'ordre.	DATES	MINES	DIMENSIONS			Nombre d'expériences.
			Diamètre extérieur.	Diamètre du noyau	Hauteur.	
Ventilateurs à ailes de						
16	?	Charbonnage du Grand-Bac	2 ^m ,66	0 ^m ,28	?	1
17	?	Id.	2,66	0,28	?	1
18	?	Charbonnage du Val-Benoit, près Liège	2,70	0,30	?	1
Ventilateur à ailes						
19	2 août 1860.	Mines de houille de Béthune, fosse n ^o 2, à Bully-Grenay.	2,50	1, »	?	2

Les rendements de ce tableau sont tous très-faibles ; le plus élevé ne dépasse pas 0,230. On ne saurait s'en étonner, car aucun des appareils cités ne réalise les conditions si nettement indiquées par la théorie : aucun d'eux ne redresse ses ailes suivant le plan de l'axe et ne rejette l'air expulsé dans un diffuseur ; pour aucun d'eux, enfin, l'écart entre les rayons extrêmes n'est assez faible pour qu'on puisse le négliger.

Une autre cause intervient pour diminuer encore ces rendements approximatifs : l'insuffisance de l'orifice de passage. Le plus grand de ces ventilateurs n'a que 3 mètres de diamètre et, si on déduit de là la surface occupée par le diaphragme ou le noyau central, il ne reste qu'un étroit passage annulaire qui absorbe en pure perte une bonne partie de la dépression. On s'en aperçoit de suite dès qu'on rétrécit ou qu'on élargit

PUBLICATIONS	AUTEURS	ORIFICE équivalent.	Rendement manomé- trique approché.	OBSERVATIONS.
--------------	---------	------------------------	---	---------------

moulin à vent de M. Lesoinne.

Traité de l'exploitation des mines de houille, par A - T. Ponson, t. II, p. 180.	Trasenster et Rossius.	1 ^m ²,2740	0,080	6 ailes, se recouvrant vers le noyau, se découvrant à la circonférence. Ces deux expériences, faites sur des mines larges, n'ont donné qu'un très minime rendement.
Id. id	A. Cabany	1,4450	0,069	
Id. id	Trasenster et Rossius.	0,9610	0,131	10 ailes en recouvrement sur toute leur longueur.

bétyédales de M. Davaine.

Annales des mines, 5 ^e série, t. XVII (1860), p. 425.	Sens, ingénieur des mines.	0,4320	0,161	4 ailes en bois formant filet de vis du pas de 1 ^m , axe horizontal. — Moyenne de 2 expériences.
--	----------------------------	--------	-------	--

ments approchés de notre tableau atteint à peine 0,145, le rendement manométrique exact basé sur la dépression initiale dépasserait certainement 0,300.

Quant à dire quel est le meilleur des quatre types de ventilateur étudiés, nos observations ne sont ni assez régulières, ni assez nombreuses pour accuser une supériorité marquée. La seule chose qui paraisse à peu près claire, c'est que les grands diamètres sont favorables au rendement. On pouvait, du reste, le prévoir.

C'est à des appareils de cette nature qu'on a eu recours pour la ventilation de la grande salle des fêtes, au palais du Trocadéro. Dans la très-attachante communication faite par M. Bourdais aux membres du Congrès de Paris et reproduite dans une des dernières livraisons du *Bulletin* (1), il est dit qu'on avait obtenu des résultats tout à fait remarquables de l'emploi

que celle d'une mine. Il suffisait à M. Bourdais d'une pression de 6 millimètres d'eau pour obtenir une circulation de 56 mètres cubes par seconde ; or, ces chiffres correspondent à un orifice équivalent de près de 9 mètres carrés. De plus, le travail était partagé entre deux appareils n'ayant chacun que 3 millimètres de pression à produire. Dans ces conditions, on peut dire que tous les ventilateurs sont bons, pourvu qu'ils présentent un suffisant orifice de passage. Le travail moteur étant minime, son économie devient chose secondaire, et le choix se porte naturellement sur l'appareil le plus simple, le moins encombrant et surtout le moins bruyant.

Il résulte de tout ce qui précède que les ventilateurs à impulsion directe, encore bons pour la ventilation des édifices, ne donnent plus sur les houillères que d'infimes rendements. Faut-il complètement les proscrire ? Je ne serai pas aussi affirmatif. Jusqu'à présent, on a tenu si peu de compte dans leur construction des données de la théorie, qu'il est permis d'espérer qu'avec des dispositions plus intelligentes, on pourrait approcher des rendements élevés des ventilateurs Guibal. De plus, ces appareils présentent à leur actif un avantage important qui, dans certaines circonstances, doit faire pencher la balance en leur faveur : ils n'occupent, dans le plan perpendiculaire à leur axe, qu'une section égale à leur circonférence extérieure.

Pour bien saisir cet avantage, il faut admettre un moment, que, par suite de circonstances particulières, on ait à installer un ventilateur à l'intérieur des travaux. Un Guibal nécessitera un vide énorme, non-seulement pour sa roue, mais encore pour l'excentricité de son enveloppe et pour sa cheminée. Un ventilateur à impulsion directe, au contraire, ne demandera qu'une galerie circulaire de diamètre égal à celui de ses ailes. Or, cette hypothèse d'un ventilateur dans le fond, si elle n'a

puisard ; or, n'est-ce pas rationnel d'utiliser cette force à mouvoir une turbine montée sur l'axe d'un ventilateur ? Les travaux préparatoires situés en général du côté de l'aval-pendage des couches et, par suite, de la rentrée du courant d'air, ne reçoivent souvent que d'une façon fort affaiblie l'action du ventilateur aspirant situé à l'autre extrémité des travaux. Or, c'est justement là, dans les parties vierges du gisement, que le grisou se dégage en plus grande abondance, que les fumées de poudre et de dynamite vicient le plus l'atmosphère des chantiers. Une installation de la nature de celle que nous venons de dire aiderait puissamment à les assainir.

Les ventilateurs à impulsion directe, ou du moins les appareils primitifs de ce système, présentent un second avantage, celui de la *reversibilité* : un simple changement de sens dans la marche du moteur suffit à changer le sens de la ventilation. Malheureusement, la présence du diffuseur, indispensable pour accroître le rendement manométrique, ne permet au ventilateur d'agir que dans une seule direction.

§ 5. — Du travail moteur.

Pour compléter l'étude théorique qui précède, il nous reste à déterminer le travail moteur nécessaire pour actionner les ventilateurs déprimogènes.

J'entends par travail moteur le travail à appliquer à l'arbre d'un ventilateur pour entretenir son mouvement.

Supposons donc un ventilateur déprimogène attelé sur une mine dont l'orifice équivalent soit connu et tournant avec une vitesse tangentielle donnée. Pour préciser les choses, j'admettrai qu'il s'agit d'un ventilateur à force centrifuge dont les ailes soient redressées suivant le rayon, comme le veut la théorie. Quel sera le travail moteur nécessité par cet appareil ?

Si on veut faire cette détermination par la méthode rationnelle et directe, il faudra d'abord, pour un élément quelconque

du profil de la palette, établir le polygone des forces agissantes, puis projeter la résultante sur la trajectoire de l'élément, multiplier cette projection par l'espace parcouru, et enfin passer par une intégration de l'élément à la palette entière. Cette méthode est un peu longue, et bien que pleine d'intérêt, j'ai préféré la renvoyer à la note additionnelle D. Je me contenterai ici de la méthode *à posteriori* suivante.

Admettons un moment que notre ventilateur soit l'appareil parfait, idéal, dont il a été souvent question dans cette étude. Le rendement sera de 100 pour 100, ou, autrement dit, le travail moteur sera égal au travail utile, et comme ce dernier s'obtient, suivant une règle bien connue, en multipliant le volume par la dépression, j'aurai pour le travail moteur cherché le simple produit :

$$T_m = H_0 V_0,$$

H_0 étant la dépression théorique exprimée en millimètres d'eau, et V_0 le débit correspondant (1).

Si, à présent, nous revenons aux appareils plus ou moins imparfaits que nous livrent les constructeurs, la dépression observée sera notablement inférieure à la valeur théorique H_0 , et le volume débité faiblira à proportion. Mais si on se rappelle ce qui a été dit au début de cette étude, on reconnaîtra que cette diminution n'est qu'apparente; le ventilateur imparfait développe la dépression théorique aussi bien que le ventilateur parfait, seulement, une partie plus ou moins forte de cette dépression se trouve absorbée par les frottements, pertes de charge et autres imperfections de l'appareil.

Donc, des deux facteurs du travail moteur, le premier, H_0 , ne change pas; le second, V_0 , devient le volume effectivement débité. V : ajoutons le travail des résistances passives inhé-

rent à tout appareil de construction humaine, et nous aurons pour l'expression du travail moteur effectif :

$$T_m = H_0 V + T_p.$$

Ainsi, le travail moteur à appliquer à un ventilateur à force centrifuge et à ailes radiales est égal *au produit de la dépression théorique par le volume débité, accru du travail des résistances passives.*

Tous les termes de cette expression peuvent être aisément calculés par avance, ou du moins avec une approximation très-suffisante pour le constructeur.

La dépression théorique exprimée en millimètres d'eau est donnée, pour les ventilateurs à ailes radiales, par la formule souvent rappelée :

$$H_0 = \frac{u^2 \delta}{g}.$$

On trouvera à la note additionnelle E un tableau de calculs tout faits, où cette dépression est donnée pour toutes les valeurs pratiques de la vitesse tangentielle u .

Lorsque les ailes sont inclinées sur le rayon, la valeur de la dépression théorique se modifie un peu et devient (voir au § 2) :

$$H_0 = \frac{u^2 \delta}{g} - \frac{u V^2 \cos \alpha \cdot \delta}{g},$$

V_2 étant la vitesse relative de l'air quittant les palettes.

Elle se modifie également pour les ventilateurs à impulsion directe où, en bonne règle, la dépression théorique est due, non pas à la vitesse tangentielle, mais bien à la vitesse d'un certain point moyen dont la distance à l'axe aurait pour valeur :

$$\rho = \sqrt{\frac{R^2 + Rr + r^2}{3}}.$$

Mais aujourd'hui la supériorité des ventilateurs à force cen-

La connaissance du volume débité V résultera, soit des formules établies plus haut, soit d'une simple hypothèse.

Quant aux résistances passives, elles sont de deux sortes, faciles à déterminer l'une et l'autre par des méthodes familières à tous les ingénieurs :

Le frottement de l'arbre sur ses paliers ;

Le frottement de l'air entraîné par les ailes contre les parois fixes du ventilateur.

Pour ce dernier frottement, il est bon d'observer que des deux composantes du mouvement de l'air engagé dans l'appareil, une seule nous intéresse, celle qui suit le sens des circonférences décrites par les palettes. La composante parallèle au rayon ne peut, en effet, créer aucune résistance à la charge de la palette propulsive, puisqu'elle est perpendiculaire à son mouvement. Cette observation simplifie beaucoup les choses, car elle permet de ramener le mouvement assez complexe de l'air à une simple rotation autour de l'axe, comme dans le cas où la mine est fermée et où l'air tourne sur place.

Dès lors, tout le calcul se borne à mesurer les surfaces frottées, à estimer la vitesse moyenne frottante et à appliquer à ces données un coefficient de frottement basé sur l'expérience, dont la valeur serait égale, d'après d'Aubuisson, à 0,0032.

A ces deux frottements se réduisent les résistances passives qui grèvent le travail à appliquer à l'arbre des ventilateurs. Mais si l'on entendait par *travail moteur* le travail de la vapeur agissant sur le piston de la machine motrice, tel que celui qu'on mesure avec l'indicateur de Watt, il faudrait ajouter aux résistances passives tous les chocs et frottements des pièces de cette machine, sans oublier le travail important absorbé par la courroie dans les appareils où existe ce genre de transmission.

J'ai insisté sur ce calcul, en somme fort simple. du travail

tant le produit de la dépression par la surface de la palette ; or, cette méthode est doublement erronée, car elle néglige le débit qui est un des facteurs du travail et fait intervenir la surface de la palette dont l'influence est nulle.

On remarquera combien le travail moteur croît rapidement lorsqu'on augmente la vitesse de rotation du ventilateur. Le volume V variant comme la vitesse simple, la dépression H_0 comme son carré, le premier terme du travail moteur et aussi le plus important, VH_0 , se trouve grandir comme le cube de la vitesse. Aussi, est-il moins facile de faire varier cette dernière dans de larges limites qu'il ne semble au premier abord. Si, au contraire, on suppose la vitesse de rotation invariable, H_0 devient une constante et le travail moteur ne dépend presque plus que du débit V . De là ce fait singulier et qui, au premier abord, paraît paradoxal que plus on accumule de résistance sur le passage de l'air, plus l'effort faiblit et le ventilateur se précipite ; et si, au contraire, on donne à l'air libre accès à l'ouïe, l'effort devient considérable et le ventilateur se ralentit.

On observerait juste l'inverse avec les ventilateurs volumogènes.

L'expression que nous venons de trouver, pour le travail moteur à appliquer aux ventilateurs déprimogènes, nous permet d'établir le *rendement mécanique* de ces appareils. Je dis *rendement mécanique* par opposition au rendement manométrique, le seul dont nous ayons parlé jusqu'ici. Nous connaissons le travail utile : c'est le produit Vh du volume effectif par la dépression effective ; le travail moteur vient d'être déterminé ; dès lors, le rendement mécanique, rapport du travail utile au travail moteur, prend la forme :

$$R^t = \frac{Vh}{VH_0 + T_p}.$$

Nous pourrions remplacer dans cette expression les quantités V , h et H_0 par leurs valeurs en fonction des données caractéristiques des appareils et des mines qu'ils aèrent (orifice équivalent, vitesse tangentielle, etc.), mais le terme T_p du dénominateur empêchant toute réduction, on aurait une expression compliquée et, par suite, peu intéressante. On peut très-bien, du reste, avec la moindre réflexion, étudier sur l'expression précédente les influences de diverses sortes qui font varier le rendement.

Demandons-nous, par exemple, ce que devient le rendement mécanique d'un ventilateur lorsqu'on accroit sa vitesse de rotation. Le travail utile Vh , et le premier terme VH_0 du travail moteur croîtront l'un et l'autre comme le cube de cette vitesse, en sorte que, si on pouvait admettre que le terme T_p des résistances passives augmentât avec cette même rapidité, le rendement se trouverait indépendant de la vitesse. Mais, en réalité, le terme T_p grandit beaucoup moins vite, d'où cette conséquence que *le rendement s'améliore lorsque la vitesse augmente*. Ceci est vérifié par toutes les expériences où l'on a eu soin de faire varier la vitesse du ventilateur ; je puis citer, notamment, les nombreuses observations faites par MM. Gille et Franeau sur le ventilateur Guibal de Crachet et Picquery, et rapportées dans le *Traité de la ventilation* de M. Devillez (page 227).

Si, supposant la vitesse de rotation invariable, on fait croître l'orifice équivalent de la mine depuis zéro jusqu'à l'infini, comme à l'aide d'un registre que l'on tirerait par degré, on trouve au début un rendement nul, le travail utile étant nul.

devient prédominante, et, à partir d'un certain maximum, le rendement se met à décroître et finit à la limite par redevenir nul.

Cette marche du rendement est très-nettement accusée par les expériences de la Commission du Gard, auxquelles je renvoie le lecteur. Elle montre qu'à tout ventilateur déprimogène correspond une mine particulière pour laquelle son rendement est maximum, et à laquelle il se trouve, par suite, spécialement approprié.

Quant à l'influence du rendement manométrique et de l'orifice de passage, il est facile de reconnaître que le rendement mécanique varie dans le même sens que ces grandeurs. Lorsqu'elles faiblissent, c'est que les frottements, pertes de charge et imperfections diverses augmentent, toutes causes qui font aussi faiblir le rendement.

Les expériences faites pour mesurer le rendement mécanique des ventilateurs sont beaucoup moins abondantes que celles où l'on s'est borné à mesurer le débit et la dépression. Sans doute, dans de nombreux cas, on a cherché à établir le travail moteur en appliquant à la surface du piston la pression observée au manomètre des chaudières ; mais cette méthode, basée sur l'emploi de coefficients plus ou moins arbitraires ne me paraît mériter aucune confiance. Je ne puis admettre comme résultats sérieux que les rendements observés à l'aide de dynamomètres, tels que le frein de Prony ou l'indicateur de Watt plus ou moins modifié.

L'emploi du frein de Prony est beaucoup moins fréquent que celui de l'indicateur : d'abord, son maniement est moins simple et, de plus, il suppose qu'on peut rompre la liaison entre la puissance et la résistance, circonstance qui ne se présente que dans les appareils où la transmission se fait par courroie. Ces inconvénients sont fâcheux, car, au point de vue des résultats, le frein présente un grand avantage sur l'indicateur :

il mesure exclusivement le travail transmis à l'arbre de la roue ventilatrice, tandis que l'indicateur englobe en même temps toutes les résistances passives du moteur. Aussi, les chiffres de rendement seront-ils différents suivant l'instrument de mesure auquel on aura eu recours ; ils seront plus faibles avec l'indicateur à cause de l'exagération du terme T_p des résistances passives.

J'ai rassemblé, dans le tableau suivant, un certain nombre d'observations de rendement, relevées dans les publications industrielles. En général, les observations sont répétées un certain nombre de fois pour chaque appareil, en faisant varier, soit la vitesse, soit la résistance de la mine ; je me suis borné à reproduire le résultat minimum et le résultat maximum.

La signification de ces chiffres variant avec le dynamomètre employé, j'ai eu soin de spécifier ce dernier dans la colonne *Observations*.

J'ai mis en tête du tableau les ventilateurs à impulsion directe, afin de suivre autant que possible l'ordre des rendements croissants.

TABLEAU N° 3.

Nos d'ordre.	DATES.	MINES.	DIMENSIONS.			Nom d'ex-rien
			Diamètre extérieur.	Diamètre de l'ouïe.	Largeur.	

Ventilateurs

1	7 juil. 1843.	Vis Motte de la fosse n° 1 du charbonnage de Sauwartan-sur-Dour.	1 ^m ,40	0 ^m ,046	0 ^m ,73	2
2	2 août 1860.	Ventilateur à ailes hélicoïdales de M. Davaine, de la fosse n° 2 des mines de Béthune, à Bully-Grenay.	2,50	1, »	?	2

Ventilateurs à force

3	28 mars 1844.	Ventilateur Combes, du puits n° 5 du Grand-Hornu.	1,70	1,36	0,34	2
4	25 nov. 1842.	Ventilateur Letoret de la fosse Sainte-Catherine du charbonnage de S ^{te} -Victoire, à Frameries.	3,14	1,60	0,93	2
5	24 sept. 1876.	Ventilateur-turbine des mines de Lalle, à Bessèges.	3,80	1,34	1,25	5
6	30 avril 1865.	Ventilateur Guibal du puits Sainte-Placide du charbonnage de Crachet et Picquery.	7, »	3, »	1,70	5
7	?	Ventilateur Lambert du charbonnage d'Ormont, à Châtelet.	8, »	?	1,40	6

Ventilateurs à force centrifuge

8	10 août 1859.	Charbonnage de Grisœil, siège d'exploitation n° 10.	4, »	1,60	1,53	8
9	28 nov. 1865.	Ventilateur Guibal du puits Sainte-Placide du charbonnage de Crachet et Picquery.	7, »	3, »	1,70	3

Ventilateurs enveloppés, avec

10	22 mars 1859.	Fosse Jean Bart de la C ^{ie} d'Anzin....	3,60	1,60	1,50	2
----	---------------	---	------	------	------	---

PUBLICATIONS.	AUTEURS.	RENDEMENT mécanique.		OBSERVATIONS.
		Minimum.	Maximum.	
pulsion directe.				
noire sur les appareils appliqués à la ventilation des mines, p. 40.	G. Glépin.....	0,220	0,230	Frein de Prony.
ales des mines, 5 ^e sé- rie, t. XVII (1860), p. 425.	Sens, ingénieur des mines.	0,264	0,324	Indicateur de Watt. Le travail du moteur à vide a été déduit; sans cela le rendement ne s'élèverait qu'à 0,198 et 0,283.
centrifuge non enveloppés.				
ité de l'exploitation des mines, par Ch. Combes, t. II, p. 491.	G. Glépin.....	0,270	0,290	Frein de Prony.
noire sur les appareils appliqués à la ventilation des mines, p. 46.	G. Glépin	0,160	0,180	Id. id.
Bulletin de la Société de l'Industrie minière, 2 ^e série, t. VII, p. 477.	Aguillon, Fumat et Murgue.	0,277	0,470	Indicateur de Watt. Expériences faites par la Commission du Gard.
ntilation des mines, par M. Devillez, p. 227.	Gille et Franeau.	0,160	0,220	Id. id. — Type Guibal avant la pose de l'enveloppe.
id., p. 281.....	Devillez, Letoret, Stoesser, Del- baise et Gilbert	0,354	0,398	Id. id.
envelopés, sans cheminée.				
ales des travaux pu- briques de Belgique, t. XVII, p. 406.	Hamal et Gille...	0,267	0,390	Indicateur de Watt. La première expérience est écartée, le venti- lateur ayant une vitesse trop faible.
ntilation des mines, par M. Devillez, p. 228.	Gille et Franeau.	0,170	0,310	Id. id. — Même ventilateur que le n° 6; l'enveloppe est en place mais pas encore la vanne ni la cheminée.
cheminée à section constante.				
otes manuscrites de M. Cabany.	A. Cabany	0,334	0,342	Indicateur de Watt. Type Guibal primitif avec vanne à charnière. Machine de Woolf.
Bulletin de la Société de l'Industrie minière, 2 ^e série, t. VII, p. 477.	Aguillon, Fumat et Murgue.	0,422	0,517	Id. id. — Les premières douelles de l'enveloppe forment un canal évasé où se restitue en partie la force vive, comme dans la che- minée Guibal.
ntilation des mines, par M. Devillez, p. 236.	?	0,320	0,334	Id. id. — Type Guibal actuel, la cheminée n'a pas encore son re- vêtement intérieur évasé.

N ^o d'ordre.	DATES.	MINES.	DIMENSIONS.			Nombre d'expériences.
			Diamètre extérieur.	Diamètre de l'outre.	Largeur.	
Ventilateurs enveloppés, avec vauz						
13	25 juin 1862.	Fosse du Verger de la C ^{ie} d'Anzin	5 ^m , »	2 ^m ,50	2 ^m , »	2
14	11 août 1861.	Grosse-Fosse de la C ^{ie} d'Anzin	5, »	2,50	2, »	3
15	22 juil. 1877.	Puits Grangier de la C ^{ie} houillère de Bessèges.	5, »	2,50	2, »	5
16	22 avril 1866.	Mine de Forchies.....	6, »	3, »	?	4
17	31 juil. 1865.	Charbonnage de Crachet et Picquery, puits Sainte-Placide.	7, »	3, »	1,70	3
18	Février et mars 1866.	Id. id	7, »	3, »	1,70	14
19	25 mars 1866.	Id. id	7, »	3, »	1,70	5
20	?	Charbonnage du Grand-Buisson, fosse n ^o 3.	7, »	3, »	1,70	5
21	11 sept. 1870.	Charbonnage du Grand-Mambourg, à Montigny-sur-Sambre.	7, »	3, »	2,50	4
22	? 1866.	Mines de Nœux, puits n ^o 3	7, »	3, »	1,70	5
23	24 oct. 1869.	Charbonnage du Rieu du-Cœur, puits Saint-Amand.	9, »	3, »	2, »	9
24	17 mai 1869.	Charbonnage de la Louvière et la Paix	9, »	3, »	2, »	3
25	21 juin 1869.	Charbonnage du Grand-Buisson, fosse n ^o 2.	9, »	3, »	2, »	1
26	25 mars 1877.	Charbonnage de Crachet et Picquery, près Frameries.	12, »	4, »	2,50	2
Ventilateurs soufflants						
27	?	Ventilateur sans enveloppe de M. Tournaire.	0,85	0,48	?	11
28	22 juil. 1855.	Ventilateur présenté par M. Ordinaire de Lacolonge à l'Exposition universelle de 1855.	0,99	0,26	0,156	11
29	?	Ventilateur construit par M. Rittinger pour desservir un haut-fourneau au charbon de bois.	1,60	0,36	0,09	5

PUBLICATIONS.	AUTEURS.	RENDEMENT mécanique.		OBSERVATIONS.
		Minimum.	Maximum.	
et cheminée évasée. — Type Guibal.				
Notes manuscrites de M. Cabany.	Atkinson, Dickinson et Greenwell ingén. anglais..	0,418	0,460	Indicateur de Watt.
Id. id.	A. Cabany	0,510	0,640	Id. id.
Bulletin de la Société de l'Industrie minière. 2 ^e série, t. VII, p. 477.	Aguillon, Fumat et Murgue.	0,250	0,494	Id. id. — Le rendement minimum a été obtenu sur une mine très-étroite.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 239.	Stoesser, Delhaise, Letoret, Gilbert et Devillez.	0,413	0,455	Id. id.
Id. id., p. 229.....	Gille et Franeau.	0,380	0,610	Id. id. — Même ventilateur qu'aux nos 6 et 9; la cheminée est terminée, l'appareil est complet.
Id. id., p. 234.....	?	0,307	0,749	Id. id. — Expériences faites en faisant varier la résistance de la mine dans une large mesure.
Id. id., p. 440.....	Stoesser, Delhaise, Letoret, Gilbert et Devillez	0,440	0,501	Id. id. — Il s'agit, sans doute, toujours du même appareil.
Id. id., p. 236.....	?	0,426	0,725	Id. id. — Même ventilateur qu'au n° 42; le revêtement évasé de la cheminée est en place.
Id. id., p. 237.....	De Poitier, Havrez et Halley.	0,426	0,534	Id. id. — Ce ventilateur présente une très-grande largeur.
Inédit.....	C. Brice	0,230	0,410	Id. id. — Par suite de diverses circonstances, les résistances passives étaient considérables.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 233.	Brunin, Servez, Schivre et Halley.	0,452	0,580	Id. id.
Id. id., p. 237.....	Roger et Halley.	0,279	0,513	Id. id.
Ventilation des mines, par M. Devillez, p. 238.	?	0,382	0,382	Id. id. — Expérience unique.
Revue universelle des mines, 2 ^e série, t. II (juillet et août 1877), p. 59.	Hubert et Devillez.	0,538	0,555	Id. id. — Procès-verbal d'expériences de réception.

Ainsi qu'on pouvait s'y attendre, les ventilateurs à impulsion directe ne donnent qu'un rendement mécanique très-faible; le plus élevé, déduction faite des résistances passives, ne dépasse pas 0,324.

Les ventilateurs sans enveloppe présentent des résultats fort irréguliers dont on ne voit pas clairement la cause; ainsi il est étonnant que le ventilateur de Crachet et Picquery, de 7 mètres de diamètre, ne puisse dépasser 0,220 lorsque la turbine de Lalle s'élève jusqu'à 0,470. Toutefois, de l'ensemble des résultats, il semble qu'on puisse conclure que, s'il y a progrès sur les ventilateurs à impulsion directe, l'avantage est minime.

Ce progrès se continue assez franchement avec les ventilateurs enveloppés, les ventilateurs à cheminée rectangulaire, jusqu'aux ventilateurs Guibal proprement dits, qui en marquent le dernier terme.

Si on accepte, comme caractéristique du rendement pour chaque type de ventilateur, la moyenne arithmétique pure et simple des chiffres consignés dans notre tableau, on obtiendra la série suivante :

Ventilateurs à impulsion directe			0,260
Id.	à force centrifuge, sans enveloppe . . .		0,278
Id.	id.	enveloppés, sans cheminée.	0,284
Id.	id.	avec enveloppe et cheminée rectangulaire	0,379
Id.	id.	avec enveloppe, vanne et cheminée évasée	0,467

Assurément, c'est plutôt l'ordre de ces valeurs que leur grandeur absolue qu'il faut considérer ici; mais, même avec cette réserve, cette série n'en reste pas moins fort intéressante et fort explicite.

La plus sérieuse de ces moyennes est celle des ventilateurs Guibal, car elle résulte d'un nombre déjà important d'observations. Je la crois un peu faible, car les minimum de notre

tableau proviennent, en général, d'observations faites dans des conditions de marche peu habituelles et fort défavorables au rendement. Je crois qu'on peut accepter le chiffre de 0,500, comme représentant avec une exactitude suffisante le rendement moyen de ce genre d'appareils dans les conditions habituelles de leur fonctionnement.

Il s'agit, bien entendu, de rendements observés à l'aide de l'indicateur de Watt, le seul dynamomètre possible avec des appareils généralement conduits par transmission directe. S'il était facile de mesurer le travail moteur sur l'arbre lui-même à l'aide de dynamomètres de rotation, ou bien par la torsion de l'arbre, comme l'a proposé M. Hirn, on aurait certainement une moyenne plus élevée.

§ 6. — Conclusions.

Je puis résumer en quelques lignes les vues théoriques exposées dans les précédents paragraphes.

En théorie, tout ventilateur déprimogène tournant sous l'action d'un moteur développe une certaine dépression dépendant uniquement de sa vitesse tangentielle et, par suite, indépendante du volume d'air qu'il débite.

Cette dépression a pour valeur :

$$H_0 = \frac{u^2}{g}.$$

En pratique, deux séries de causes interviennent pour empêcher à la dépression effective d'atteindre cette valeur idéale :

1° Les imperfections de diverses natures, indépendantes du débit, obligeant à affecter l'expression précédente d'un coefficient de réduction K , que nous avons nommé *le rendement manométrique*;

2° Les frottements et pertes de charge de l'air traversant l'appareil, pertes proportionnelles au carré du débit et exprimées par l'aire de l'*orifice de passage*, O .

De ces deux causes d'affaiblissement résulte, pour la dépression effective, la valeur :

$$h = \frac{K u^2}{g \left(1 + \frac{a^2}{o^2}\right)}.$$

De la connaissance de la dépression effective et de l'orifice équivalent de la mine se déduit, par l'application de la formule de l'écoulement en mince paroi, le volume d'air débité :

$$V = \frac{0,65 \sqrt{2 K a u}}{\sqrt{1 + \frac{a^2}{o^2}}}.$$

Enfin, le produit du volume par la dépression théorique qui subsiste virtuellement et crée au moteur la même charge que si elle était manifeste, donne, en tenant compte des résistances passives, la valeur du travail moteur :

$$T_m = V H_0 + T_p.$$

Dans la première partie de cette étude, publiée en 1872, je posai dans les termes suivants le problème des machines d'aérage :

Faire circuler un volume d'air donné à travers une mine donnée.

Puis, ayant proposé de représenter les mines par leur orifice équivalent, je modifiai ainsi cet énoncé :

Faire circuler un volume d'air donné à travers un orifice en mince paroi donné.

Je n'ose prétendre que ce soit toujours dans ces termes que

soit h la dépression nécessaire pour déterminer cette circulation, dépression qui sera immédiatement donnée par la formule de l'écoulement en mince paroi :

$$h = \frac{V^2}{0,65^2 a^3 2g}.$$

L'exploitant aura d'abord à fixer ses idées sur le type d'appareil qu'il doit adopter. La théorie et l'expérience indiquent que le meilleur ventilateur déprimogène est le ventilateur à force centrifuge, dans lequel l'air expulsé par les palettes est reçu dans des canaux évasés, comme par exemple, le ventilateur Guibal. Admettons donc que son choix se soit porté sur un ventilateur Guibal.

Par comparaison avec les appareils existants, on reconnaît que le rendement manométrique de ces ventilateurs peut être estimé à 0,750. Quant à leur orifice de passage, il est plus difficile de se renseigner, cet élément dépendant surtout de la largeur, de l'excentricité, de l'ouïe. Je n'ai donné que trois exemples d'orifice de passage, ceux des ventilateurs de Bessèges, de Créal et de Lalle ; ils pourront aider à faire une hypothèse provisoire, et alors introduisant ces deux données, K et o , dans la formule de la dépression effective :

$$h = \frac{Ku^2}{g \left(1 + \frac{o^2}{o^2}\right)},$$

on aura une équation d'où il sera facile de dégager la valeur de la vitesse tangentielle u .

Ceci est la méthode exacte, découlant rationnellement de notre théorie. Il en est une autre plus approximative, mais

les mines larges. Divisant la dépression effective par ce coefficient, toujours, il est vrai, un peu arbitraire, on obtiendra la dépression théorique :

$$\frac{h}{K} = \frac{u^2}{g},$$

d'où on déduira aisément la valeur de la vitesse tangentielle u .

Cette vitesse tangentielle est la donnée capitale de la construction des ventilateurs déprimogènes. On pourra la réaliser soit par un petit ventilateur tournant à grande vitesse, soit par un grand appareil tournant avec lenteur. Sur ce point, le constructeur est tout à fait libre et peut se laisser guider par des considérations d'emplacement, d'économie, de simplification mécanique ; toutefois, on peut toujours redouter, avec les petits appareils, surtout lorsqu'ils sont appliqués à des mines larges, que leur orifice de passage soit insuffisant.

La forme à donner aux palettes a été décrite précédemment. Elles doivent présenter à la circonférence de l'ouïe une arête tranchante dirigée suivant la résultante de leur mouvement de rotation et du mouvement de pénétration de l'air dans leurs intervalles. De là, elles doivent se redresser par une courbe douce et se terminer par une partie droite dirigée suivant le rayon. Quant à leur nombre, il me paraît qu'il y a tout avantage à le faire considérable ; nombreuses, elles guident mieux l'air, se fatiguent moins et vibrent moins. Le seul écueil est que, par leurs épaisseurs répétées, elles ne rétrécissent l'orifice de passage.

Le travail moteur à appliquer à l'appareil ainsi défini sera donné par la formule :

$$T_m = V H_0 + T_p.$$

où il suffira de faire une hypothèse sur la valeur des résistances passives pour que tout soit connu. Mais là, encore, une simplification est possible : nous avons vu que la valeur moyenne du rendement mécanique observé à l'indicateur était,

pour les ventilateurs Guibal, de 0,500 ; il suffira donc, si on a les éléments du travail utile Vh , de le doubler pour avoir, avec une approximation, sans doute médiocre, mais suffisante pour la pratique, le travail à appliquer au piston du moteur.

Resterait à déterminer le diamètre de l'ouïe, la largeur, l'excentricité, etc. ; mais ces éléments résultent de considérations d'un tout autre ordre que celles que je viens d'exposer. Je renvoie cette étude à une quatrième, et, je l'espère, dernière partie où je chercherai, si les circonstances me le permettent, à établir les conditions théoriques et pratiques du meilleur des ventilateurs.

Bessèges, 17 janvier 1880.

NOTES ADDITIONNELLES

NOTE A.

Du théorème de Bernouilli.

Ce théorème qui forme la base de l'hydraulique peut s'énoncer ainsi :

Lorsqu'une veine fluide où s'est établi le régime permanent s'écoule en affectant une forme quelconque, et si on fait abstraction des frottements qui peuvent se produire sur ses bords, en chacun de ses points la hauteur génératrice de la vitesse, la pression évaluée en colonne du fluide et la hauteur au-dessus d'un plan horizontal arbitraire, forment un total constant :

$$\frac{V^2}{2g} + H + Z = \text{constante.}$$

Dans les questions relatives à l'aérage, les veines fluides, plongées dans une atmosphère de même nature et de même densité qu'elles, se trouvent dérobées à l'action de la pesanteur. Par suite, une veine se mouvant primitivement dans un plan horizontal peut être inclinée dans une direction quelconque

sans être affectée par le déplacement vertical de ses molécules. Cette remarque nous permet d'éliminer le terme Z de l'expression précédente et de la réduire au simple binôme :

$$\frac{V^2}{2g} + H = \text{constante.}$$

Ainsi, dans une veine d'air, la hauteur génératrice de la vitesse et la pression se compensent mutuellement, l'une grandissant quand l'autre faiblit. Toutefois, ce n'est pas sous cette forme que le théorème de Bernouilli se prête le plus commodément aux applications.

Considérons deux points, plus ou moins distants l'un de l'autre, d'une même veine d'air, les pressions et vitesses étant H et V pour le premier point, H' et V' pour le second. Nous pourrions écrire :

$$\frac{V^2}{2g} + H = \frac{V'^2}{2g} + H',$$

ou bien, en appelant h l'accroissement $H' - H$ de la pression

$$h = \frac{V^2}{2g} - \frac{V'^2}{2g},$$

expression qu'on peut traduire ainsi : *Lorsque la vitesse d'une veine d'air va en diminuant d'un point à un autre, l'accroissement de la pression est égal à la diminution de la hauteur génératrice de la vitesse.*

C'est cet énoncé que je suppose présent à l'esprit du lecteur chaque fois que, dans le cours de cette étude, je fais appel au théorème de Bernouilli.

NOTE B.

De la loi de proportionnalité entre le volume débité et la vitesse de rotation, et entre la dépression et le carré de cette vitesse.

rapporterai deux de ces dernières expériences, prises, pour ainsi dire, au hasard.

La première, du 26 août 1871, se compose de trois observations du débit faites à trois vitesses différentes du ventilateur. Les jaugeages ont été opérés à l'aide de l'anémomètre de Combes ; 23 observations de vitesses faites en 23 points régulièrement espacés sur la section de jaugeage ont permis d'établir la vitesse moyenne avec une exactitude très-satisfaisante. Les chiffres de la dernière colonne indiquent le rapport du débit à la vitesse de rotation, ou, si on préfère, le nombre de mètres cubes débités par tour de l'appareil :

N ^{os} d'ordre	Nombre de tours par minute.	Volume débité par seconde.	Rapport du débit à la vitesse.
1	40,8	8 ^m 935	13,14
2	49,2	10,966	13,37
3	58,3	12,879	13,25

La régularité du rapport final ne peut laisser aucun doute, surtout si on tient compte de la difficulté toute particulière de ce genre d'observations.

Cet accroissement proportionnel se continuerait évidemment aussi loin qu'il serait possible de pousser la vitesse du ventilateur. Aussi, est-il difficile de comprendre cette opinion que l'on entend parfois émettre, qu'au-delà d'une certaine vitesse, le débit cesse de croître, ou du moins ne croît plus qu'avec lenteur. Elle ne peut être basée que sur des expériences insuf-

une variation correspondante, presque proportionnelle, de ce débit par tour. Cette observation suffit pour montrer combien il est irrationnel de chercher à établir, comme l'ont fait quelques auteurs, une relation plus ou moins constante entre le volume débité et le volume engendré par la rotation des palettes (1). Ce genre de relations n'a de signification sérieuse que pour les ventilateurs volumogènes.

La deuxième expérience que je rapporterai ici est du 14 janvier 1872. Les dépressions seules ont été observées avec une approximation, toujours un peu douteuse, de $\frac{1}{10}$ de millimètre. La 2^{me} colonne renferme les carrés de la vitesse de rotation, et la dernière, le rapport de la dépression à ces carrés de vitesse, rapport dont il s'agit de vérifier la constance :

N ^{os} d'ordre	Nombre de tours par minute.	Carrés du nombre de tours par minute.	Dépression.	Rapport de la dépres- sion aux carrés de la vitesse.
1	33,8	1142,44	8 ^{mm} ,3	0,00726
2	39,8	1584,04	11,4	0,00720
3	49,0	2401,00	17,2	0,00716
4	56,8	3226,24	22,9	0,00710
5	64,0	4096,00	29,1	0,00710

Ici encore, la régularité du rapport final s'affirme d'une façon très-suffisante, eu égard à la difficulté de mesurer la dépression avec certitude au milieu de ses incessantes oscillations.

On remarquera que les valeurs numériques de ce rapport suivent une progression régulière et légèrement décroissante ; il y a là l'indice assuré d'une action naturelle, bien explicable dans la saison où a été faite l'expérience. La cheminée du

(1) Gallon, t. II, p. 459. — Général Morin, *Annales du Conservatoire des Arts et Métiers*, 1864.

ventilateur donnait lieu à une légère aspiration qui, s'ajoutant à celle produite par les palettes, affectait relativement davantage les faibles dépressions.

Lorsque l'action naturelle est vive, elle trouble beaucoup la double proportionnalité dont nous venons d'établir la vérification expérimentale. Pour la reconnaître alors, dans le cas de la *dépression*, le mieux est de porter sur un tracé graphique, en abscisses, le carré des vitesses, en ordonnées, la dépression observée. Les points ainsi obtenus se rangeront suivant une ligne droite qui, au lieu d'aboutir à l'origine même, passera en dessus ou en dessous à une distance formant la mesure exacte, en grandeur et en signe, de l'action troublante.

Dans le cas du *volume* où cette action a une influence encore plus grande, on portera en abscisses, non pas la vitesse elle-même, mais son carré, et en ordonnées, le carré du débit. En effet, si h_0 représente la dépression due à l'action naturelle, et h celle due au ventilateur seul, le volume débité donné par la formule de l'écoulement en mince paroi aura pour expression :

$$V = 0,65 a \sqrt{2g (h \pm h_0)},$$

et en élevant au carré :

$$V^2 = 0,65^2 a^2 2g (h \pm h_0).$$

Remarquant que h est proportionnel au carré de la vitesse et que le produit $0,65^2 a^2 2g$ est constant, je puis transformer ainsi cette équation :

$$V^2 = M \omega^2 \pm N h_0.$$

Si, à présent, on porte ω^2 en abscisses et V^2 en ordonnées, on aura une droite passant en dessus ou en dessous de l'origine, à une distance qui mesurera en grandeur et en signe, la valeur du carré du débit qui subsiste lorsque le ventilateur est arrêté.

NOTE C.

*Des documents qui ont servi à dresser les tableaux
du rendement manométrique.*

Dans la deuxième partie de cette étude, j'ai donné une longue liste de valeurs d'orifices équivalents, relatives à de nombreuses mines de divers pays. Les sources auxquelles j'ai eu recours ont été, naturellement, les mémoires et ouvrages spéciaux traitant de la ventilation et des ventilateurs. Ce sont encore les mêmes sources qui m'ont servi à dresser les nouveaux tableaux du rendement manométrique et du rendement mécanique. Depuis cette époque, en effet, il n'a paru à ma connaissance que deux études originales concernant l'aérage : une note de M. Laguesse sur le ventilateur Guibal de Crachet et Picquery dans la *Revue universelle* de Liège, et le rapport de la Commission du Gard, dans le présent *Bulletin*.

A défaut de documents de date récente, il m'a été possible de consulter d'intéressants travaux se rapportant à cette époque éloignée où, sans doute sous l'impulsion de Combes, les problèmes encore obscurs de la ventilation étaient l'objet d'importantes recherches de la part des ingénieurs les plus distingués. C'est ainsi que je suis redevable à M. Eugène Glépin de la communication d'un beau mémoire de M. G. Glépin du Grand-Hornu, sur les appareils appliqués à la ventilation des mines, mémoire publié en 1844. Je dois aussi à l'obligeance de M. Cabany tout un dossier de notes précieuses où j'ai puisé largement, comme il est facile de s'en convaincre.

En interprétant les expériences de M. Glépin par la méthode de l'orifice équivalent, on est frappé de voir combien, à cette époque éloignée, les mines belges étaient étroites, du moins celles qui ont fait l'objet de son étude. On pourra en juger par les valeurs suivantes :

DATES.	MINES.	ORIFICE équivalent.
12 février 1842	Charbonnage de S ^{te} -Victoire, fosse S ^{te} -Caroline, ... maximum.	0 ^m ² ,3540
25 novem. 1842	Id.... id..... id..... minimum.	0,2660
4 octob. 1842	Charbonnage de l'Agrappe et Grisœil, fosse n° 3.	0,3400
20 novem. 1842	Houillère du Grand-Picquery, fosse n° 1.....	0,2720
1 ^{er} juin 1843.	Houillère de Marcinelles, fosse n° 3	0,3440
22 mai 1842...	Charbonnage du Grand'Hornu, fosse n° 5, maxim.	0,4240
? mars 1844...	Id..... id..... id..... minim.	0,1660
24 mai 1843...	Houillère de Sauwartan, fosse n° 2, maximum.	0,2760
1 ^{er} juillet 1843	Id..... id..... id..... minimum.	0,2240
? 1842.	Houillère de Sauwartan, fosse n° 1, maximum.	0,3300
7 juillet 1843.	Id..... id..... id..... minimum.	0,2720
18 avril 1842..	Houillère du Châtelet, fosse du Carabinier	0,1750
1 ^{er} juin 1843..	Charbonnage de Trieu-Kaisin, fosse Duchère....	0,5820
31 mai 1843 ..	Houillère du Poirier, fosse St-An Iré	0,7360
18 juin 1843 ..	Id..... id... fosse St-Louis... ..	0,2010
17 juin 1843 ..	Houillère de Mamboug-Bellevue.....	0,0980

La moyenne arithmétique de toutes ces valeurs est 0^m²,3162.

Les expériences de M. Cabany, postérieures de quelques années, donnent déjà des résultats meilleurs :

DATES.	MINES.	ORIFICE équivalent.
23 avril 1847..	Charbonnage de l'Agrappe et Grisœil, fosse n° 5 (S ^{te} -Caroline)..... maximum.	0 ^m ² ,6470
20 déc. 1847..	Id.... id..... id..... minimum.	0,5030
29 juin 1849...	Id.... id..... id. fosse n° 3 (dite Grand-Trait), ... maximum.	1,2630
? 1855...	Id.... id..... id.... id..... minimum.	0,7450
? octob. 1847.	Id.... id..... fosse n° 12 (Agrappe-Noirchain) maximum.	0,9440
27 déc. 1848..	Id.... id..... id.... id..... minimum.	0,6950
? février 1850	Id.... id..... fosse n° 2.....	0,8580
? septem. 1847	Charbonnage de l'Escouffiaux, fosse n° 1, maxim.	0,7610
28 juin 1849..	Id..... id..... id..... minim.	0,3930
? octob. 1847.	Id..... id.... fosse n° 5 (S ^{te} -Barbe)....	0,3860
? nov. 1847.	Id..... id.... fosse n° 7 (St-Antoine)....	0,4180

La nouvelle moyenne est de 0^m²,6920.

Ce progrès a dû certainement se continuer. Si on se reporte, en effet, au tableau donné dans la deuxième partie de ce tra-

vail, on verra que la moyenne des orifices équivalents des mines belges qui y figurent, atteint pour la période comprise de 1859 à 1876, le chiffre de 0^m²,8000. Aujourd'hui, de nouvelles expériences donneraient probablement une moyenne plus élevée.

NOTE D.

Calcul par la méthode directe du travail moteur à appliquer aux ventilateurs à force centrifuge.

Soit O le centre de rotation du ventilateur (FIG. 12 ci-contre), et MN, M'N' deux positions successives d'une même palette, séparées par un intervalle de temps dt . Soit ω la vitesse angulaire de rotation, α l'inclinaison, variable d'un point à un autre, de la palette sur la direction de son mouvement, et ρ son rayon de courbure.

Un point quelconque A de cette palette, situé à la distance x du centre de rotation, parcourra dans l'intervalle dt l'arc de cercle $AE = \omega dt x$. L'élément d'air qui occupe ce même point A aura cheminé, pendant ce même temps, suivant la surface de la palette et sera parvenu au point G. L'effort que la palette aura dû exercer sur cet élément pour le faire progresser de la sorte, projeté sur la direction AE de son mouvement et multiplié par l'espace $AE = \omega dt x$ qu'elle parcourt dans le temps dt , donnera la valeur du travail élémentaire correspondant, à développer par le moteur.

Cet effort sera la résultante d'une série de forces engendrées par le double mouvement, relatif et d'entraînement, de l'élément d'air considéré. Nous allons les déterminer dans leur ordre, en appliquant le théorème bien connu de la composition des forces dans le mouvement relatif.

Considérons d'abord le mouvement relatif de cheminement suivant la palette. En vertu de la vitesse relative V qu'il possède au point A, l'élément d'air serait parvenu en B. En réalité, il est en D; donc une force est intervenue qui lui a fait parcourir le chemin BD. Par suite de la courbure de la palette, cette force se trouve avoir deux composantes :

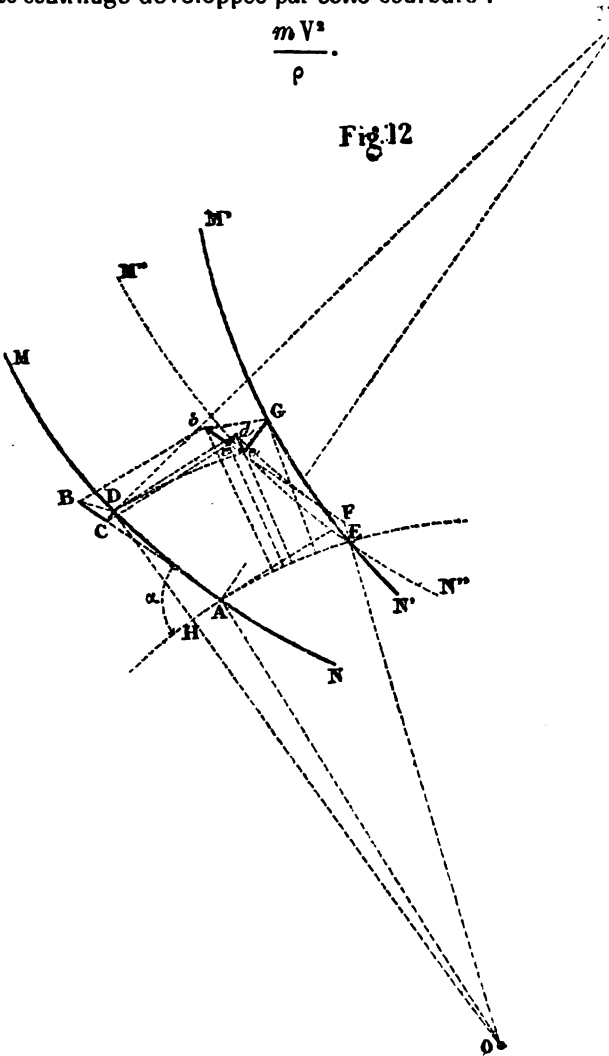
1° L'une, due au ralentissement de la vitesse V dans le sens rectiligne et cause du recul de l'élément de B en C, a pour valeur :

$$m \frac{dV}{dt};$$

2° L'autre, due à la courbure de la palette et cause du déplacement latéral de l'élément de C en D, est égale et opposée à la force centrifuge développée par cette courbure :

$$\frac{m V^2}{\rho}.$$

Fig.12



Notre élément étant ainsi parvenu au point D, voyons quelle sera l'action du mouvement d'entraînement que va lui faire subir la palette.

Si le point D, qui commence son mouvement avec la vitesse ωx , le continuait avec cette même vitesse et dans une direction rectiligne, il serait au bout de l'intervalle dt au point d ; en réalité, il est au point G, ce qui suppose encore l'intervention de forces qui lui ont fait parcourir le chemin dG . Ces forces, dites forces *apparentes*, sont au nombre de deux :

1° Admettons d'abord que la palette se meut parallèlement à elle-même et passe de MN en M'N'. Au lieu du trajet rectiligne Dd, le point D parcourra l'arc-de-cercle De, d'où production de force centrifuge qui fera descendre l'élément de d en e et aura pour expression, comme d'usage :

$$m \omega^2 x.$$

2° La palette, transportée en M'N', va se redresser suivant M'N', en vertu de son mouvement de rotation autour du point O. Ce mouvement va engendrer la force centrifuge composée qui poussera l'élément de e en G et sera exprimée, suivant la théorie connue, par :

$$2 m \omega V.$$

Il n'y a pas d'autres forces apparentes à considérer, le mouvement de rotation étant uniforme.

Notre analyse est à présent complète, et si, par des parallèles, nous transportons à droite les composantes BC et CD, nous compléterons le polygone $bcd eG$ des quatre forces agissantes, ou du moins des espaces qu'elles font parcourir à l'élément dans le temps dt et qui leur sont proportionnels. La résultante de ces forces sera représentée par la ligne bG qui ferme le polygone.

les autres forces, inclinées suivant l'angle α , ou suivant son complément $90^\circ - \alpha$, donneront respectivement :

La force centrifuge composée eG , $+ 2 m \omega V \sin \alpha$;

La force due au ralentissement dV , de V , $- m \cos \alpha \frac{dV}{dt}$;

La force due à la courbure de la palette, $+ m \frac{V^2}{\rho} \sin \alpha$.

Ajoutons et multiplions par l'espace parcouru $\omega dt x$, et il viendra pour l'expression du travail élémentaire :

$$dT_r = (2 m \omega^2 V x \sin \alpha - m \omega x \cos \alpha \frac{dV}{dt} + m \omega x \frac{V^2}{\rho} \sin \alpha) dt.$$

Le premier et le dernier terme de cette expression peuvent se simplifier si on remarque sur le dessin que

$$DH = DA \sin \alpha,$$

$$\text{ou bien :} \quad dx = V dt \sin \alpha. \quad (1)$$

En substituant à $V \sin \alpha$ dans ces deux termes la valeur qui découle de cette égalité, l'équation précédente devient :

$$dT_r = 2 m \omega^2 x \frac{dx}{dt} - m \omega x \cos \alpha \frac{dV}{dt} + m \omega x \frac{V}{\rho} \frac{dx}{dt}.$$

Le 3^{me} terme est susceptible d'un dédoublement qui nous sera fort utile tout-à-l'heure, lorsqu'on remplace ρ par sa valeur en fonction de $d\alpha$. Pour obtenir cette valeur, il faut se reporter à notre figure et remarquer, ce qui demande un peu de réflexion, que l'accroissement $d\alpha$ est égal à la différence des angles DPA et DOA. Le premier de ces angles a pour arc $AD = V dt$ et pour rayon $AP = \rho$, le second, pour arc $AH = V dt \cos \alpha$, pour rayon $AO = x$. Nous pouvons donc écrire l'égalité :

et en remplaçant $V dt$ par $\frac{dx}{\sin \alpha}$, comme le permet l'égalité (1)

$$\frac{1}{\rho} = \frac{\sin \alpha \, d\alpha}{dx} - \frac{\cos \alpha}{x}.$$

Substituons à présent cette valeur de $\frac{1}{\rho}$ dans l'équation du travail élémentaire, et il viendra :

$$dTr = (2 m \omega^2 x \frac{dx}{dt} - m \omega x \cos \alpha \frac{dV}{dt} - m \omega V \cos \alpha \frac{dx}{dt} + m \omega V x \sin \alpha \frac{d\alpha}{dt}) dt.$$

Telle est l'expression qu'il s'agit à présent d'intégrer pour passer du travail élémentaire au travail total.

Au premier terme ne figure que la variable x ; l'intégration est facile et donne :

$$m \omega^2 x^2 + C.$$

Dans les trois autres termes figurent les trois variables x , V et $\cos \alpha$; mais il se trouve, par une chance heureuse, que ces trois termes forment précisément, en négligeant les constantes, la différentielle du produit de ces trois variables. Si, en effet, on prend la dérivée du produit $- m \omega V x \cos \alpha$ par la règle habituelle, on retombe sur les trois termes de notre équation :

$$- m \omega x \cos \alpha \frac{dV}{dt} - m \omega V \cos \alpha \frac{dx}{dt} + m \omega V x \sin \alpha \frac{d\alpha}{dt}.$$

Nous pouvons donc écrire pour le travail intégral :

$$Tr = m \omega^2 x^2 - m \omega x V \cos \alpha + C.$$

Pour déterminer la constante C , je n'ai qu'à écrire que le travail commence lorsque l'air atteint la circonférence de l'ouïe, c'est-à-dire lorsque $x = r$

$$0 = m \omega^2 r^2 - m \omega r V \cos \alpha + C.$$

valeur ωr , les deux premiers termes s'annulent et il reste :

$$C = 0.$$

L'expression du travail moteur total est donc définitivement pour un ventilateur de rayon R dont les ailes atteignent la circonférence extérieure sous un angle α :

$$T_r = m \omega^2 R^2 + m \omega R V \cos \alpha,$$

et en désignant par u la vitesse tangentielle ωR :

$$T_r = m u^2 + m u V \cos \alpha.$$

Dans notre raisonnement, m ne désignait que la masse de l'élément d'air considéré; mais cette même formule s'appliquant à un nombre aussi considérable d'éléments qu'on peut le supposer, rien ne nous empêche d'attribuer à m la valeur de la masse d'air débitée par seconde. Cette formule forme donc bien l'expression du travail moteur effectif dans le cas des ventilateurs à ailes inclinées.

Lorsque les ailes arrivent normalement à la circonférence, le deuxième terme disparaît et il reste

$$T_r = m u^2.$$

Dans la pratique, il est plus commode de faire intervenir à la place de la masse le volume débité par seconde. Remplaçons donc m par son équivalent $\frac{V \delta}{g}$, et il viendra :

$$T_r = V \frac{u^2 \delta}{g}.$$

On reconnaît dans le facteur $\frac{u^2 \delta}{g}$ la dépression théorique des ventilateurs à force centrifuge exprimée en millimètres d'eau. Nous pouvons donc écrire en désignant par H_0 cette dernière :

$$T_r = V H_0$$

et dire que pour tout ventilateur à force centrifuge et à ailes

Ce résultat confirme l'exactitude de la méthode indirecte que nous avons donnée dans le corps de ce travail.

NOTE E.

De la pression théorique.

La dépression théorique que développent les ventilateurs à force centrifuge, dans l'hypothèse de leur perfection absolue, constitue une donnée fort intéressante et fort utile. Nous venons de voir, dans la note précédente, qu'elle forme l'un des facteurs du travail moteur, et à ce titre sa connaissance est indispensable pour la construction. De plus, elle sert de terme de comparaison pour établir le rendement manométrique, exact ou approché, des ventilateurs déprimogènes. En présence d'un ventilateur donnant une certaine dépression, il suffit de se reporter à la dépression théorique et de prendre le rapport pour avoir ce renseignement capital sur la valeur de l'appareil.

Nous donnons dans le tableau suivant, exprimées en millimètres d'eau, les valeurs de la dépression théorique correspondant aux vitesses tangentielles comprises entre les limites pratiques de 15 et de 35 mètres par seconde et espacées de 10 en 10 centimètres.

Ces valeurs ont été calculées à l'aide de la formule :

$$H_0 = \frac{u^2 \delta}{g}$$

dans laquelle δ , densité de l'air, a été supposé égal à 1,200.

VALEUR DE LA DÉPRESSION THÉORIQUE

Exprimée en millimètres d'eau.

Vitesse tangentielle	Dépression théorique.	Vitesse tangentielle	Dépression théorique.	Vitesse tangentielle	Dépression théorique.	Vitesse tangentielle	Dépression théorique.
15=,00	27=,53	20=,00	48=,93	25=,00	76=,46	30=,00	110=,10
» 10	27,89	» 10	49,43	» 10	77,07	» 10	110,84
» 20	28,26	» 20	49,92	» 20	77,69	» 20	111,58
» 30	28,64	» 30	50,41	» 30	78,31	» 30	112,32
» 40	29,01	» 40	50,91	» 40	78,93	» 40	113,06
» 50	29,39	» 50	51,41	» 50	79,55	» 50	113,81
» 60	29,77	» 60	51,91	» 60	80,18	» 60	114,55
» 70	30,15	» 70	52,42	» 70	80,80	» 70	115,30
» 80	30,54	» 80	52,93	» 80	81,43	» 80	116,06
» 90	30,93	» 90	53,44	» 90	82,07	» 90	116,81
16=,00	31,32	21=,00	53,95	26=,00	82,70	31=,00	117,57
» 10	31,71	» 10	54,47	» 10	83,34	» 10	118,33
» 20	32,11	» 20	54,98	» 20	83,98	» 20	119,09
» 30	32,50	» 30	55,50	» 30	84,62	» 30	119,85
» 40	32,90	» 40	56,03	» 40	85,26	» 40	120,62
» 50	33,31	» 50	56,55	» 50	85,91	» 50	121,39
» 60	33,71	» 60	57,08	» 60	86,56	» 60	122,16
» 70	34,12	» 70	57,61	» 70	87,21	» 70	122,94
» 80	34,53	» 80	58,14	» 80	87,87	» 80	123,71
» 90	34,94	» 90	58,67	» 90	88,53	» 90	124,49
17=,00	35,36	22=,00	59,21	27=,00	89,18	32=,00	125,27
» 10	35,77	» 10	59,75	» 10	89,85	» 10	126,06
» 20	36,19	» 20	60,29	» 20	90,51	» 20	126,85
» 30	36,61	» 30	60,84	» 30	91,18	» 30	127,63
» 40	37,04	» 40	61,38	» 40	91,85	» 40	128,43
» 50	37,47	» 50	61,93	» 50	92,52	» 50	129,22
» 60	37,89	» 60	62,48	» 60	93,19	» 60	130,02
» 70	38,33	» 70	63,04	» 70	93,87	» 70	130,82
» 80	38,76	» 80	63,60	» 80	94,55	» 80	131,62
» 90	39,20	» 90	64,15	» 90	95,23	» 90	132,42
18=,00	39,64	23=,00	64,72	28=,00	95,91	33=,00	133,23
» 10	40,08	» 10	65,28	» 10	96,60	» 10	134,04
» 20	40,52	» 20	65,85	» 20	97,29	» 20	134,85
» 30	40,97	» 30	66,42	» 30	97,98	» 30	135,66
» 40	41,42	» 40	66,99	» 40	98,67	» 40	136,48
» 50	41,87	» 50	67,56	» 50	99,37	» 50	137,29
» 60	42,32	» 60	68,14	» 60	100,07	» 60	138,12
» 70	42,78	» 70	68,72	» 70	100,77	» 70	138,94
» 80	43,24	» 80	69,30	» 80	101,43	» 80	139,76
» 90	43,70	» 90	69,88	» 90	102,18	» 90	140,59
19=,00	44,16	24=,00	70,47	29=,00	102,89	34=,00	141,42
» 10	44,63	» 10	71,06	» 10	103,60	» 10	142,26
» 20	45,10	» 20	71,65	» 20	104,31	» 20	143,09
» 30	45,57	» 30	72,24	» 30	105,03	» 30	143,93
» 40	46,04	» 40	72,84	» 40	105,74	» 40	144,77
» 50	46,52	» 50	73,43	» 50	106,47	» 50	145,61
» 60	47,00	» 60	74,03	» 60	107,19	» 60	146,46
» 70	47,48	» 70	74,64	» 70	107,91	» 70	147,31
» 80	47,96	» 80	75,24	» 80	108,64	» 80	148,16
» 90	48,45	» 90	75,85	» 90	109,37	» 90	149,01

DE LA STRUCTURE DES LINGOTS D'ACIER FONDU

Conférence de M. D.-K. TCHERNOW,

Lue le 2 décembre 1878, à la Société Impériale Russe de Technologie,
sous la présidence de M. K.-J. LISSENKO. (1)

Parmi les matériaux nécessaires à l'industrie moderne, le fer joue un rôle prépondérant comme *fer doux* malléable, comme *acier* et comme *fonte*. Tant que la métallurgie n'était pas à même de préparer l'acier en grande masse et à bon marché, l'industrie se contentait essentiellement de fonte et de fer doux. Ces deux variétés du métal se travaillaient d'une manière différente : le point de fusion élevé du fer doux, joint au manque d'appareils de fusion suffisants, obligeait de recourir à des moyens coûteux et compliqués, tels que *le soudage*, *la forge* et *le laminage*; la fonte, au contraire, se fondant aisément, il est très-facile de lui faire prendre toutes les formes voulues dans des moules d'argile ou de sable. La plupart des objets ainsi obtenus peuvent se passer de la retouche après la sortie du moule ; en tous cas, ils exigent, pour devenir un produit commercial et vendable, peu d'efforts mécaniques : les avantages de ce procédé de moulage direct sont si grands qu'on y a recours dans toutes les branches d'industrie où les matières à traiter le permettent.

Quand l'industrie posséda le moyen d'obtenir l'acier à l'état liquide, à un prix peu élevé et en grandes quantités, on aurait pu s'attendre à l'application de la fusion pour l'obtention par

voie de moulage des pièces d'acier compliquées de forme et des plus variées. Pourtant, bien des tentatives de cette application n'aboutirent pas au succès : les difficultés les plus considérables se présentèrent surtout en ce qui concerne les aciers doux ; l'acier coulé présentait souvent des inégalités dues à des parties rentrantes ou saillantes, quelquefois à des fentes ; d'ailleurs, la structure interne elle-même du métal ne permettait pas de s'en servir. C'est pourquoi les fondeurs d'acier se bornent ordinairement à faire couler des blocs de la forme la plus grossière : on les utilise ensuite pour faire les objets requis, en employant de forts engins mécaniques et des quantités souvent considérables de combustible.

Quels que soient les obstacles, on doit persévérer en vue des avantages que présente l'obtention directe des objets en acier par voie de moulage, et dans ce but il importe tout d'abord d'étudier les défauts que présentent les blocs d'acier fondu.

Considérons simplement un *lingot d'acier cylindrique* coulé en *coquille*. La FIG. 1 PL. I représente une coupe verticale d'un semblable bloc couché. Au lieu de présenter une masse compacte, le dessin nous montre une grande quantité de vides. Près de la surface latérale en contact avec la lingotière (en haut de la FIG. 1), nous voyons des *bulles ou soufflures*, qui pénètrent suivant les conditions de la coulée et la nature de l'acier, à une plus ou moins grande profondeur dans la masse, ce qui donne à la surface un aspect d'écorce spongieuse.

Dans la partie supérieure du lingot se trouve un grand vide, en forme d'*entonnoir* irrégulier pénétrant profondément suivant l'axe ; cet entonnoir est entouré de métal spongieux, et cet état de porosité s'étend le long de l'axe bien plus loin que la pointe de l'entonnoir, formant en quelques endroits des centres considérables. L'*état spongieux* diminue de l'axe à la surface (en suivant le rayon) et finit par être imperceptible ; en sorte qu'une certaine épaisseur de métal entre la croûte

boursoufflée externe, et le centre poreux du lingot présente une *structure compacte*.

Dans certains cas dont nous parlerons plus tard, les couches superficielles du lingot ne présentent pas de bulles; l'acier s'y présente sous forme d'*aiguilles* (comme le montre le côté inférieur du dessin, FIG. 1). Cette couche présente un conglomérat de prismes irréguliers, normaux à la surface; la cohésion entre ces prismes est faible, et des lingots présentant cette structure se brisent assez facilement; la rupture se fait alors suivant les surfaces de contact de ces cristaux, d'aspect mat et argenté. A l'intérieur de cette *couche à aiguilles* vient une couche à *granulation* plus ou moins développée, sorte de conglomérat de grains polyédriques irréguliers, à surface argentée et mate comme tout-à-l'heure. Ensuite apparaît une certaine épaisseur de métal à *cassure brillante et compacte*, et enfin l'*état spongieux* qui s'étend jusqu'à l'axe.

Examinons l'un après l'autre les défauts que nous venons de constater :

a. Le plus simple est l'*entonnoir*, qui provient de la *contraction du métal*; la forme de ce vide dépend des conditions du refroidissement; on sait que ce phénomène, ayant pour point de départ les parois réfrigérantes de la lingotière, se répand dans la direction des couches les plus proches (de la surface au centre). A mesure que les couches solides se forment, le niveau du liquide baisse parce que le métal solidifié diminue de volume et fait place au liquide non encore solidifié qui diminue graduellement de diamètre en allant de haut en bas.

La formation de l'entonnoir est tellement connue qu'il est inutile d'y insister.

b. Différentes explications ont été données sur la *formation des soufflures* : certains métallurgistes y voient des gaz du four mêlés à l'acier; d'autres croient que ces gaz proviennent des parois des appareils de fusion et de moulage eux-mêmes;

d'autres enfin pensent que ces gaz proviennent de la masse fondue elle-même. Admettons l'effet simultané des trois causes :

La plus forte proportion des gaz qui se forment consiste en oxyde de carbone, et le moment de formation le plus intense est celui qui précède immédiatement la solidification (1). Dans l'acier fondu, comme dans tout liquide sursaturé de vapeurs, ces dernières se dégagent principalement lorsque le liquide est agité, remué ou transvasé ; en sorte que s'il n'y avait pas à craindre l'oxydation et le refroidissement, on pourrait transvaser le métal jusqu'à expulsion complète des gaz contenus primitivement dans le métal et qui, en somme, constituent des corps étrangers. L'acier, en se refroidissant, dégage des gaz qui, sous la forme de très-petites bulles, s'attachent aux premières parcelles de métal, solidifiées contre les parois du moule : ces bulles croissent rapidement par l'addition de nouveaux gaz ; mais elles ne croissent qu'en longueur, c'est-à-dire suivant les normales à la surface du lingot, vu la solidification croissante des couches extérieures (2).

Suivant que la croissance de la bulle sera plus rapide, égale ou moindre que le refroidissement du métal ambiant, la bulle prendra la forme d'un cône, ayant son sommet sur la surface du lingot, d'un cylindre, ou enfin d'un corps conique vers le centre du bloc d'acier (FIG. 2, 3, 4, PL. I).

A mesure que le moule se remplit, la pression de la colonne liquide augmente et la formation des bulles cesse par cette

(1) Au moment de l'impression de ce mémoire, c'est-à-dire au mois de

pression dans la partie inférieure du lingot ; s'il était possible d'empêcher l'adhérence des premières bulles de gaz aux parties de métal déjà solidifiées, on empêcherait la formation ultérieure des soufflures, qui, n'ayant aucun point d'attache, monteraient à la surface du liquide. L'adhérence de l'acier aux parois du moule est analogue au mouillage des parois des vases par le liquide (1). Plus l'acier est chaud, moins il adhère au moule, plus le moule est résistant au feu et mauvais conducteur, moins l'acier y adhère. Par conséquent, de l'acier assez chaud pour ne pas mouiller les parois d'un moule de sable et pas assez chaud pour ne pas mouiller des parois de métal, donnera un métal compacte dans un moule de sable et présentera des soufflures dans un moule métallique. On a fait l'essai de verser de l'acier peu chaud dans un moule d'argile d'un côté et de métal de l'autre ; on a obtenu des lingots présentant des bulles du côté de la coquille et parfaitement compacts du côté opposé. La Fig. 6 montre la coupe d'un de ces lingots, $\frac{1}{2}$ de la grandeur naturelle.

Tout ce que nous venons de dire se rapporte au moment pendant lequel le moule s'emplissant, les gaz peuvent sans obstacle venir se mêler à l'atmosphère par la surface libre du liquide.

Ce départ des gaz est empêché quand la surface se couvre d'une croûte en voie de solidification, les gaz accumulés ne peuvent plus être dissous par l'acier qui se refroidit, et s'amassent sous la croûte où ils acquièrent une grande force élastique et empêchent par leur pression la formation de nou-

bulles et la manière dont elles se joignent aux premières qui existent à ce moment dans un métal déjà solidifié. L'intérieur des soufflures a un aspect argenté, mais comme leur paroi (surface interne) n'est séparée de l'atmosphère que par une mince pellicule de métal, il arrive qu'un accident, ou simplement l'oxydation perce ce diaphragme, et l'air faisant irruption donne lieu à une *irisation* de la surface.

Les parois de l'entonnoir de retassement ont toujours cette apparence, par suite de la rupture de la croûte supérieure qui naguère flottait sur le métal liquide.

c. Voyons maintenant de quelle manière se produit la *solidification* :

Si nous examinons les parois des vides qui se forment pendant la solidification, nous constatons qu'elles sont tapissées de cristaux agglomérés, qui forment une masse peu compacte, avec des vides même assez considérables. La Fig. 7 donne une coupe générale de l'entonnoir, et la Fig. 8 présente un groupe de cristaux du $\frac{1}{4}$ de la longueur totale d'un lingot de 2.700 kilog. (ce groupe est 4 fois plus grand que nature).

Au microscope, on reconnaît que ces cristaux sont ramifiés et discontinus (1). Le plus grand développement des « *ramifications ou bourgeonnements* » a lieu suivant des axes octaédriques : l'axe principal est plus grand que les deux autres, en sorte que chaque cristal a l'aspect d'un octaèdre étiré.

Outre le développement le long des axes octaédriques (croissances ou bourgeons du 1^{er} degré) et à mesure que l'on s'éloigne du sommet du cristal, en allant vers sa base, on rencontre les formations de 2°, 3° degré et au-delà (Fig. 9) (2). Les plus grands cristaux que j'aie eu occasion d'examiner atteignaient

rarement 5^{mm} dans leur plus grande dimension, et celle des petits cristaux n'était que de 1 à $1\frac{1}{2}^{\text{mm}}$. Souvent des cristaux très-fins, mais de formation nette, ne sont visibles au microscope qu'avec un grossissement de 100 à 150..

Ces cristaux sont ordinairement disposés de telle manière que leurs axes principaux ne sont pas parallèles, mais s'entrecroisent (Fig. 8), quelquefois cependant ils forment des agglomérations binaires (qui ont l'air de jumeaux) (Fig. 10), exemple tiré d'un lingot de 2.250 kil. (grossissement 70); la Fig. 12 présente avec un grossissement de 25, un des cristaux de la Fig. 8, Pl. I.

Constatant que les parois des retassements formés pendant le refroidissement sont toujours tapissées de ces cristaux, nous sommes en droit de conclure que la solidification ne se produit pas par l'entassement l'une sur l'autre de couches horizontales de métal, mais par la formation continue de ces cristaux (formation croissante pendant le refroidissement), suivant le rayon en allant des parois réfrigérantes au cœur du lingot : les axes principaux de la croissance des cristaux doivent être suivant la normale à la surface réfrigérante, ainsi que le montre la Fig. 18. La chose est facile à observer, quand on examine la cassure des couches extérieures des lingots, qui présentent une *structure rayonnante*, quand l'acier a été coulé très-chaud, et que la formation des bulles superficielles a été par là entravée.

Si le diamètre du lingot cylindrique est peu considérable (2 à 3 pouces), les rayons pénètrent jusqu'au centre (Fig. 13); si la section est carrée, la cassure présente un carré dont les diagonales sont nettement tracées (Fig. 14) et servent de ligne, de rencontre entre les sommets des cristaux, qui croissent normalement à la surface externe. Suivant ces diagonales exis-

cristal de fonte demi-blanche (grossissement 70). Les cristaux sont d'autant plus développés que l'acier contient plus de carbone et qu'il est plus dur. Dans les espèces très-douces qui contiennent moins de 0,200 de carbone, il est difficile de trouver un cristal bien défini. Il est probable qu'il existe une connexion entre la régularité du développement des cristaux et la faculté du métal de se refroidir rapidement, sans rester plus ou moins longtemps à l'état *pâteux*, cet état intermédiaire gênant le développement des cristaux. On constate ce fait dans la fonte : les espèces blanches, en se refroidissant brusquement, prennent une structure rayonnée, qui témoigne de la croissance rapide des cristaux. Les espèces grises, dans lesquelles la formation par liquation du graphite empêche le développement régulier des cristaux et qui sont capables de passer à l'état *pâteux* avant solidification complète, prennent une *structure granuleuse*.

En ce qui concerne l'absence du parallélisme des axes des cristaux, on peut se l'expliquer par deux causes, agissant simultanément : 1° la *lenteur du refroidissement* des parois au centre favorise la formation d'un grand nombre de centres de cristallisation, avec les directions d'axes les plus diverses ; 2° le centre du lingot restant longtemps dans un état d'*incal-mie*, contribue lui-même à la *perturbation des axes* (1).

La *composition chimique des cristaux*, d'après les analyses faites au laboratoire de l'usine d'*Oboukhov*, ne présente rien de constant et se trouve toujours être identique à la composition du reste du lingot, qu'il soit dur ou doux ; il n'y a, par conséquent, pas lieu de supposer que la substance cristallisable soit un composé fixe de fer et de carbone, bien que les observations de Lavroff et Kalakoutsky (*Journal de l'Artillerie*, 1866-1867, édition russe) puissent le faire supposer.

(1) et cela d'autant plus facilement que le métal se retassant et s'affais-sant donne lieu à un mouvement général qui, quoique très-lent, suffit cependant pour produire un certain mouvement giratoire des axes des cristaux à l'état naissant.

(Note de l'auteur.)

Les cristaux que l'on trouve dans les *taches de liquation*, (vulgairement appelées *chiens* par les ouvriers) sont de la même composition que le métal des taches ; mais comme ce métal est toujours plus dur que le reste du lingot, ces cristaux se distinguent par une plus grande finesse de ceux qui sont en dehors des taches de liquation et qui ont la même composition que le reste du lingot.

La croissance des cristaux n'est pas parfaitement régulière, en sorte que la croissance d'un côté dépasse souvent celle de l'autre ; les pousses du 2^e degré se développent quelquefois plus vite que celles du 1^{er} degré, leur nuisent en les privant de matière et fournissent elles-mêmes des pousses du 3^e degré, etc. Ces formations de cristaux de divers degrés se rencontrent, se soudent, emprisonnent parfois des vides qui s'emplissent de métal fondu ; la Fig. 10 montre les vides *a, a*, formés entre des cristaux du 1^{er} et du 2^e degré. Le métal fondu qui emplit ces vides sert à la formation ultérieure des cristaux qui l'entourent ; mais en même temps le métal se contracte et laisse des « *vides locaux* » ou *retraits locaux*. Il est évident que le manque de matière nécessaire au développement des cristaux ne peut pas être rapidement corrigé, si le métal ambiant s'épaissit, perd sa mobilité, ce qui a lieu précisément pendant le refroidissement du cœur du lingot. Voilà la raison pour laquelle l'état *spongieux* augmente vers le centre. Cet état est le résultat direct de l'accumulation de ces « vides locaux » dont l'un est représenté Fig. 11. D'un autre côté, là où la formation des cristaux est rapide, le métal a de la peine à couler dans les vides, fût-il même parfaitement liquide : c'est ce que l'on observe dans les couches périphériques d'un lingot coulé en coquille, cette dernière absorbant vite l'excès de chaleur de l'acier. De là la *formation prismatique* (aiguilles) dans les couches superficielles ; la cohésion entre ces cristaux est faible et la section transversale de ces derniers est ordinairement irrégulière :

Cette irrégularité provient de trois causes :

1° Il n'existe aucune connexion entre les directions des axes de cristaux voisins.

2° Les distances entre leurs axes principaux ne sont pas égales, et il s'en suit que quelques cristaux forment des conglomerats doubles, triples, etc., tandis que d'autres peu éloignés se développent indépendamment.

3° L'examen des cristaux, pris à part, a montré que le développement des pousses ou branches a rarement lieu avec une vitesse symétrique par rapport à l'axe principal ou avec une vitesse égale à celle correspondant à cet axe principal. On peut donc se figurer la section transversale d'un groupe de cristaux en formation, comme l'indique la Fig. 16. La Fig. 17 présente la section de prismes contigus, dont la croissance est terminée. Quant à la croissance des cristaux normalement à la surface du lingot, elle est représentée Fig. 18.

La faible cohésion des prismes entre eux occasionne souvent des *criques* extérieures qui se forment pendant le refroidissement ; la moindre inégalité dans les parois du moule peut détruire cette cohésion ; l'écorce métallique alors, au lieu de se dilater, se fend ; il y aura d'autant plus de criques que le métal sera plus chaud, c'est-à-dire que la distension de la croûte devra être plus grande. Les parois des criques sont tapissées de prismes qui eux-mêmes portent de nouvelles pousses de cristaux. La Fig. 19 représente une paroi de crique (grandeur naturelle) produite dans un métal au rouge vif, tandis que le cœur du lingot était encore fluide. Quand les lingots sont très-gros, que l'acier est très-chaud et que la coulée est faite rapidement dans un moule métallique, la dis-

encore dilatées de l'intérieur ni de se soustraire à leur pression. En sorte que la faible cohésion des prismes de cette couche refroidie se fait jour, et une cassure du lingot peut montrer nettement chacun des prismes qui forment cette croûte (Fig. 20).

Quant aux *granulations* intermédiaires entre l'écorce et le centre, elles sont dues à la tension intérieure qui se produit pendant le refroidissement. Nous avons vu que lorsqu'un acier très-chaud se refroidit lentement, le métal se présente sous l'aspect de granules, à formes polyédriques irrégulières. Si l'arrangement de pareilles granules est troublé, pendant que le métal est encore rouge, la disjonction aura lieu entre les surfaces de contact des granules; aussi la cassure présentera des granules séparées. Ainsi le métal, en se refroidissant, depuis le point de solidification jusqu'à la température ambiante (normale), occasionne des changements dans le sens de ses dilatations; aussi trouvons-nous de ces granules dans toutes les parties du lingot, surtout dans les couches périphériques et centrales, et particulièrement quand le lingot, ayant une grande section, présente de grandes différences de température en ces divers points. Au commencement du refroidissement, les couches extérieures se dilatent, tandis que les couches intérieures se contractent; à la fin du refroidissement, les premières se resserrent, tandis que les secondes se dilatent fortement. Cette tension des couches intérieures est si grande dans les lingots de grande section qu'il se forme quelquefois des fentes intérieures, surtout dans la partie supérieure, c'est-à-dire la plus faible.

Sans entrer dans les détails au sujet de la structure des granulations, je rappellerai seulement ce que j'ai dit en 1868 et j'indiquerai les Fig. 21 et 22. Ces dessins représentent aux $\frac{1}{2}$, de la grandeur naturelle des cassures de lingots d'acier à fortes granulations. Une moitié du morceau représenté Fig. 22

a été remise par moi au Musée de notre Société le 7 mars 1870, lorsque j'ai présenté mon mémoire.

« *Etudes sur la structure de l'acier, à l'aide du microscope* » (1). Un des grains de ce morceau est représenté Fig. 23 avec un grossissement de 3,5. La Fig. 24 représente un grain d'un autre morceau semblable. On voit, d'après les figures, que ces grains n'ont qu'une ressemblance limitée avec les cristaux, et qu'ils sont tout à fait irréguliers.

Passons à l'examen des *mesures prises* jusqu'à ce jour *pour combattre les défauts de l'acier* que nous venons d'énumérer.

En premier lieu, on a fondu de la fonte et on s'est efforcé d'obtenir un métal malléable débarrassé de carbone et semblable à l'acier, en le soumettant à un recuit dans un milieu lentement oxydant; mais le métal ainsi obtenu ne présente pas les qualités espérées.

Ce procédé est pourtant assez répandu, surtout pour les petits objets de serrurerie, mais il ne faut le considérer que comme un moyen détourné.

Les moyens de combattre les défauts des lingots d'acier sont de trois sortes :

1° Sans changer les procédés de fonte de l'acier, on fond un lingot brut qui est ensuite élaboré par de forts moyens mécaniques en objet vendable.

2° En soumettant l'acier liquide à une forte pression, on obtient des lingots de forme très-simple sans soufflures, et en partie sans entonnoir de retassement : ensuite on a recours, pour l'élaboration, aux mêmes moyens mécaniques que ci-dessus.

3° En arrêtant, par des réactions chimiques, la formation des gaz dans l'acier fondu, on obtient les objets requis par l'industrie, par moulage direct sous les formes les plus variées, sans être obligé d'avoir recours aux moyens mécaniques.

Dans le premier cas, la structure du lingot est telle que la représente la FIG. 1, et les défauts varient entre les deux extrêmes représentés en haut et en bas. On retranche la partie supérieure qui représente le $\frac{1}{4}$ ou les $\frac{2}{6}$ du poids total, partie qui ne peut être utilisée à cause de l'entonnoir. Le reste est utilisé. A mesure que le poids et le calibre des *pièces d'artillerie* en acier augmente, à mesure aussi que l'emploi de ce métal se répand pour la fabrication *des blindages*, les dimensions des lingots nécessaires croissent également : en conséquence, il est nécessaire de faire varier dans le même sens les moyens mécaniques pour l'élaboration de semblables blocs.

Ainsi nous avons vu, dans ces derniers temps, les marteaux de 50 tonnes devenir insuffisants. A l'Exposition de Paris de 1878, le Creusot avait exposé un marteau de 80 tonnes (du moins un *fac simile* en bois, grandeur naturelle) et un bloc d'acier du poids de 120 tonnes (également en *fac simile*).

Lors de ma visite à l'usine de Saint-Chamond, j'ai vu en construction un pilon de 80 tonnes à double effet : ce marteau, m'a dit le directeur de l'usine, ne sera pas mis en action avant 6 mois. Il y a déjà quelques années, Krupp a parlé de construire un pilon de 100 tonnes, mais je n'ai pas de renseignements ultérieurs à ce sujet.

Pour éviter du travail inutile, on s'efforce de fondre des lingots d'une épaisseur telle, que la section de la pièce fondue soit deux fois aussi grande que la section de l'objet à fabriquer. Dans ces conditions, le forgeage amincit tellement la couche

pèse environ les 10 ou 20 p. % de l'objet fini. Quand on emploie ce procédé, la *partie spongieuse* du cœur du lingot diminue très-peu en longueur relative, puisque les soufflures s'allongent par le forgeage en même temps que le métal : l'influence nuisible des soufflures s'accroît même dans le sens du rayon : cela se voit d'une manière très-précise, quand on soumet les diverses couches aux *essais de traction*. Voici quelques données fournies par l'expérience : Dans la FIG. 28, nous avons représenté par une ligne ponctuée le pourtour d'un lingot fondu, dont le diamètre est D' . Forgé sous un marteau de 50 tonnes, il s'allonge et prend les dimensions indiquées par la ligne pleine et correspond à un diamètre D . On fore le lingot suivant l'axe et on lui donne un diamètre d . On a détaché alors des tranches successives a , parallèles à l'axe du bloc et elles ont été numérotées : essayées ensuite à la traction, elles ont donné les résultats suivants. Les diamètres des barres ont été D', D, d :

DIAMÈTRES EN POUÇES.			Nos des tranches.	Limite d'élasticité en kil. par m^2 .	Résistance absolue en kil. par m^2 .	Allong. p. % à la rupture.
D'	D	d				
1,205	0,925	0,280	1	18,00	53,00	16,00
			7	23,30	62,00	17,00
1,080	0,825	0,203	2	19,80	52,00	18,00
			6	25,00	64,00	16,00
0,925	0,673	0,203	2	18,00	58,30	13,70
			5	23,80	65,40	14,80
0,925	0,673	0,203	1	18,60	45,17	16,00
			7	29,10	65,85	15,00

On peut objecter à ces chiffres que les expériences ont été faites sur des barrettes tirées de barres forgées et qu'il y aurait dans ce seul fait une explication suffisante de la plus grande résistance des couches extérieures. Mais remarquons que les barrettes, avant l'expérience, avaient été recuites et soumises à des traitements identiques pour chaque couple, puis lentement refroidies. De cette manière, l'influence de la forge avait été neutralisée, et nous devons reconnaître que la cause presque

exclusive des différences de qualité des couches du métal est due à l'état spongieux et boursoufflé des couches centrales. Je regrette de ne pas avoir eu occasion de faire les mêmes expériences sur des barrettes d'acier non forgé.

Pour se convaincre de l'existence des soufflures isolées et partielles dans les barres forgées, il suffit de voir les FIG. 25 et 26 qui montrent la forme et la distribution de ces soufflures dans les barres forgées ci-dessus. Ces figures représentent des plaques polies (grandeur naturelle) découpées dans des lingots forgés, le long du rayon. La FIG. 28 montre du côté gauche le point *b*, d'où ces plaques ont été extraites. Nous voyons donc, d'après les FIG. 25 et 26, que les soufflures partielles ont été aplaties, allongées par la forge parallèlement à l'axe des lingots (c'est-à-dire selon le petit diamètre) et que ces cavités deviennent de plus en plus nombreuses à mesure que l'on se rapproche de l'axe du lingot.

Passons maintenant au second procédé : *compression de l'acier encore liquide* :

Les considérations que nous avons fait valoir montrent que si l'on réussit à retenir les gaz dans la dissolution, il n'y aura pas de soufflures dans la masse. Galy-Cazalat proposa, dès 1866, de couler l'acier sous la pression des gaz développés par la poudre à canon. A la Chaléassière, en France, on coule l'acier sous une pression de 6 à 10 atmosphères. Il y a un moyen plus simple, c'est de mettre un piston hermétique sur la surface de l'acier liquide et d'exercer une pression au moyen d'une forte presse hydraulique : les gaz qui ont eu le temps de former des bulles le long des parois se dissolvent de nouveau sous l'influence de la pression qui force l'acier liquide à s'épancher dans les vides formés par les soufflures. Pour que les bulles de gaz puissent se dissoudre, il faut que le métal ambiant soit resté liquide, du moins d'un côté, c'est-à-dire qu'avant la mise du piston, il ne faut pas que le croûte supérieure ait eu le temps de se solidifier.

Dans ce cas, on met à l'intérieur de la lingotière un revêtement réfractaire et mauvais conducteur. On maintient ensuite le piston jusqu'à ce que la croûte extérieure du lingot ait eu le temps de se former de toutes parts ; la sortie des gaz étant alors interceptée, les bulles ne pourront pas se former. Si le rôle du piston se bornait à donner la pression nécessaire pour tenir les gaz en dissolution, on pourrait se contenter d'une pression peu considérable : mais si l'on a l'intention d'éviter la formation de l'*entonnoir de retassement*, la pression doit être très-considérable pour que le piston puisse suivre la contraction du métal jusqu'à solidification des portions les plus centrales du lingot. C'est le but qu'a poursuivi *Whitworth* en construisant sa presse gigantesque dont le piston a un diamètre de 1^m,270. La pression hydraulique peut atteindre 5 tonnes par pouce carré, soit 750 kil. par centimètre carré, en sorte que la pression transmise par le piston sur la surface du lingot peut arriver à 10.000 tonnes.

Il est difficile de préciser dans quelle mesure l'emploi de cette presse prévient la formation du cône de retassement dans les lingots de grandes dimensions, vu que le bloc exposé à Paris, par *Whitworth*, avait environ 12 à 13 pouces d'épaisseur et environ 3 à 3,5 pieds de longueur.

Autant que le permettait la disposition de la vitrine, on pouvait constater que ce bloc était parfaitement dépourvu des vides en question. Ce procédé, « *compression de l'acier à l'état fluide* », n'a pu encore être employé dans la fabrication d'objets de forme plus ou moins complexe, et il convient d'ajouter à cela que *Whitworth* traite ensuite ces lingots coulés sous pression, par le martelage.

beaucoup l'économie du métal. Voilà pourquoi *la presse Whitworth* n'est employée dans l'Europe Occidentale que dans l'usine de l'inventeur.

Passons au 3^m procédé, qui diffère des précédents en ce qu'il poursuit la solution complète du problème, en se basant sur des *recherches scientifiques*.

Une solution partielle de la question, pour les *aciers durs*, a été fournie, il y a déjà 20 ans, par l'*usine de Bochum*, qui était alors sous la direction de l'ingénieur Mayer; de là, elle a passé dans quelques usines allemandes, autrichiennes et anglaises; les cloches de Bochum en acier ont acquis une grande réputation et on en a fourni plus de 3.000 au commerce. On connaît aussi de la même usine des roues de locomotives, de wagons, des aiguilles et autres objets relatifs aux chemins de fer, des cylindres à vapeur et de presse hydraulique, des hélices, pignons, etc.

Tous ces objets sont fondus dans des moules de sable; on se sert d'aciers assez durs que l'on fond au creuset. Ces aciers contiennent de 0,300 à 0,400 de silicium. Quand ce procédé d'abord tenu secret par les usines qui le connaissaient, fut étudié scientifiquement, on trouva que *la présence du silicium empêche la formation des soufflures*; en premier lieu, le silicium diminue la solubilité des gaz dans l'acier, pendant la fusion; ensuite il empêche la formation de l'oxyde de carbone, qui provient de la réaction entre l'oxygène de l'oxyde de fer, qui se dissout dans l'acier pendant la fusion et le carbone contenu dans l'acier. Par la fusion au creuset, on préserve davantage l'acier de l'oxydation; de plus, sa plus grande dureté

On sait que lorsqu'on obtient de l'acier doux dans une cornue Bessemer ou dans un four Martin, il est nécessaire d'ajouter à la fin de l'opération une assez grande quantité de manganèse pour détruire les oxydes de fer dilués dans la masse. Dans ce but, on se sert de fonte miroitante (spiegel) ou bien, pour les aciers particulièrement doux, de ferro-manganèse qui se compose des mêmes éléments (fer, manganèse, carbone) que le spiegel, mais dans lequel la quantité de manganèse est si grande qu'il ne présente plus à la cassure des surfaces de contact cristallines comme le spiegel.

L'honneur de la préparation d'un *alliage riche en manganèse* (jusqu'à 80 ou 85 p. %) revient aux ingénieurs *des aciéries de Terrenoire* (directeur, *M. Euverte*) ; dans ces derniers temps, les ingénieurs de la même usine se sont distingués par l'introduction dans la fonte d'une grande quantité de silicium et par le succès avec lequel ils ont obtenu l'acier sans soufflures au four Martin ou à la cornue Bessemer. On sait que dans la cornue Bessemer, ainsi qu'au four Martin ou Pernot, le silicium contenu dans le bain métallique s'oxyde presque complètement dès le commencement de l'opération et passe dans la scorie. Il y a exception pour le procédé Bessemer, dans les opérations extra-chaudes, quand la fonte contient beaucoup de silicium. Ainsi, à la fin de l'opération, on a ordinairement un métal libre de silicium, d'autant plus que le ferro-manganèse que l'on ajoute n'en contient presque pas. C'est pourquoi les aciers Bessemer et Martin contenant beaucoup de gaz et d'oxydes fournissent des lingots soufflés. L'alliage de *fer-mun-*

velle fonte s'ajoute à la fin de l'opération avant la coulée. L'acier doit contenir 0,200 à 0,300 de silicium. Pour neutraliser l'influence nuisible de la silice sur la résistance résultant de la combinaison fer et carbone, il faut *introduire dans le bain une quantité de manganèse et de silicium telle que leur rapport soit celui des équivalents*, c'est-à-dire $Si : Mn = 3 : 4,5$.

La superbe collection de Terrenoire montre que la question de la fabrication d'objets en *acier coulé* est bien près de sa solution. Bien qu'on ne puisse dire que l'on soit parvenu complètement à fondre l'acier pur sans soufflures, il faut néanmoins rendre justice à l'*usine de Terrenoire*, qui a préparé cette solution d'une manière scientifique. Connaissant maintenant la cause de la formation des soufflures, il reste à régler la quantité de silicium à introduire dans l'acier, jusqu'au minimum possible, pour ne pas être obligé d'ajouter une grande quantité de manganèse, au moyen duquel on neutralise l'action du silicium, qui élimine le carbone de sa combinaison avec le fer.

Nous ne pouvons passer sous silence les importantes indications de *M. Pourcel* concernant les silicates qui se forment au moment de l'addition du ferro-manganèse au Bessemer ou au Martin.

Parmi les objets coulés par l'*usine de Terrenoire*, nous devons citer :

1° 2 projectiles de 32 centimètres, ayant traversé un blindage en fer de 30 centimètres avec massif en bois de 1 mètre d'épaisseur, sous un angle de tir de 20° ; sans rupture et seulement avec une légère déformation de l'ogive. Le refoulement a été de 14 à 19^{mm} sur une longueur totale de 785 à 787^{mm} . Le renflement a été de $0,5^{mm}$ et la déviation de la pointe 17,5 et 27^{mm} .

2° Tube de 14 centimètres pour pièce de marine, soumis aux épreuves de tir à Ruelle. On a tiré 100 coups avec diffé-

rentes charges, depuis 4^k,200 jusqu'à 4^k,900; le poids des projectiles augmentait progressivement de 18,65 à 21 kil. ; la déformation de l'âme s'est trouvée être un peu moindre que pour les tubes en acier forgé essayés en même temps.

3° Tube-épreuve ayant supporté les épreuves de tir à Bourges.

4° Bloc dégrossi pour canon de marine de 24 centimètres. Poids, 11,500 kil.

5° Tubes pour pièces de marine de 24 et 32 centimètres. Frette à tourillons pour canons de 42 centimètres. Poids, 6.000 kilog. Manivelle pour machine de 400 chevaux. Enfin, un essieu coudé pour locomotive.

Tous les objets en acier coulé de Terrenoire peuvent se comparer pour la pureté de leur cassure aux meilleurs spécimens de pièces coulées en fonte. Pourtant, dans les blocs un peu gros, surtout vers le centre, dans les cassures, on remarque ces vides locaux dont nous avons parlé, en étudiant les parties spongieuses du centre des lingots. Si nous examinons l'intérieur des soufflures qui se rencontrent dans les zones moyennes des lingots d'acier, nous voyons qu'ordinairement la partie inférieure de la soufflure présente une forme unie et hémisphérique, tandis que les parois latérales et surtout les parties supérieures présentent des contours rappelant les branches d'arbre (*dendrites*).

Ces *dendrites* sont produites par les cristaux que la bulle rencontre sur son passage à mesure qu'elle tend à monter et quand l'acier épaisi par les cristaux gêne le passage des bulles. Lorsque la bulle monte, elle remue les couches de liquide sur son passage, se fraye un chemin entre les cristaux, qui sont

et s'enchevêtrent de manière à former des *dendrites aux formes les plus fantastiques*. C'est quelquefois très-difficile d'y retrouver le cristal déformé (Fig. 29 et 30). On le voit, il suffit d'un léger mouvement pour détruire ces cristaux en formation. De là découle le moyen d'empêcher la *structure en aiguilles* des couches extérieures du lingot, ou bien les vides partiels et locaux compris entre les cristaux.

Si, au moment de couler le métal dans le moule, on donne à ce dernier un *mouvement de rotation rapide*, on empêchera jusqu'à un certain point la formation des cristaux normalement aux parois du moule et le bloc présentera une *structure unie et amorphe*. Si l'on continue la rotation du moule, ainsi que des premières couches refroidies, jusqu'au moment où le centre du lingot sera solidifié, on n'aura alors ni les vides partiels, ni l'état spongieux central : l'acier obtenu sera entièrement homogène, et cet état rendra inutile le marteau-pilon ou la presse. Il suffira de recuire la pièce afin de détruire la cristallisation que l'acier prendra en se refroidissant.

Les cristaux qui tendent à se former par le premier effet réfrigérant des parois se produisent avec une grande rapidité ; aussi la vitesse de rotation du moule doit-elle être très-grande ; le frottement du liquide contre les parois doit nécessairement lui communiquer un mouvement giratoire ; c'est pourquoi il faut renverser le sens de la rotation, et cela aussi brusquement que possible.

Pour les *lingots cylindriques destinés à être forés* (par exemple : les canons), le mieux est d'avoir un axe de rotation horizontal et de coucher le moule dès que la croûte est refroidie : pour les projectiles creux, il vaut mieux incliner le

dans ce dernier procédé, on se basait, comme principe, sur le développement de la force centrifuge, par conséquent sur la solidification du métal, dans le sens de la circonférence (exemple : la consolidation de la jante d'une roue de wagon en fonte). En somme, si ce procédé donne un métal plus compacte, cela ne vient pas de la force centrifuge, mais du mouvement communiqué au liquide, qui empêche la formation des cristaux. Je pense qu'en prenant en considération ce que je viens d'exposer, on peut notablement *améliorer la fabrication des pièces d'artillerie, de fonte, des objets de bronze, etc.*

Examinons encore une question, qui a été soulevée dans notre Société, il y a une dizaine d'années, au sujet de ma communication sur la structure de l'acier (1) : *la forge est-elle nécessaire à l'acier, même quand il est dépourvu de soufflures et de spongiosités ?* Pour répondre, il suffirait de rappeler les expériences faites par une Commission en 1869 (2). Mais je citerai encore quelques données plus récentes (tableaux n° 1 et n° 2 ci-après, p. 127 et 128) à la fin de cette note. Il suffit de comparer ces deux tableaux pour se convaincre de l'inutilité d'une pression quelconque pour améliorer l'acier. *Tout dépend du métallurgiste-fondeur.* Les mauvaises qualités mécaniques de l'acier fondu, non recuit (qu'il soit comprimé ou non, peu importe), qui le distinguent de l'acier recuit ou forgé, s'expliquent par une structure grossièrement cristalline, la présence de vides partiels et surtout de ce que nous avons appelé granulations. Celles-ci sont causées par des efforts d'extension qui se produisent pendant le refroidissement du lingot, soit au commen-

emploie un noyau central, ce qui empêche la libre contraction des différentes couches du lingot cylindrique creux : ces couches sont obligées de se dilater immédiatement après la solidification, ce qui développe infailliblement les granulations. Voilà pourquoi, quand on comprime l'acier sous une haute pression, en lui donnant une forme annulaire, le métal n'a qu'une ductibilité très-limitée, même après recuit. On sait que *Whitworth soumet l'acier au martelage après l'avoir soumis à la compression*, et le tableau n° 2 montre que ce n'est qu'après la forge que l'acier comprimé coulé en lingots creux peut soutenir la *comparaison avec l'acier de Terrenoire*, qui a été simplement coulé, puis recuit (tableau n° 1 ci-après).

Concluons : On peut compter que l'obtention par moulage direct d'objets en acier est une question actuellement résolue en ce qui concerne l'homogénéité et l'absence de soufflures. On obtient ce résultat de trois manières :

1° En coulant l'acier extra-chaud.

2° En le soumettant à une pression supérieure à celle de l'atmosphère ambiante.

3° En ajoutant au bain métallique une certaine proportion de silicium à l'état de siliciure de manganèse.

Le second moyen, ne demandant pas de grandes pressions (6 à 10 atmosphères), est le moyen préférable.

Pour donner à l'acier la meilleure structure et les qualités mécaniques désirées, il suffit de le recuire et de le soumettre à un refroidissement plus ou moins rapide. Il importe surtout de combattre l'état spongieux et les granulations (grains ou prismes).

Le moyen le plus efficace de combattre l'état spongieux est, à mon avis, le mouvement relatif du liquide par rapport aux couches en voie de solidification. Quant aux *granulations*, elles peuvent être évitées par l'emploi de moules en terre (mauvais conducteurs), la lenteur du refroidissement, le peu

d'obstacles à la libre contraction des diverses couches. Ces mêmes mesures préviennent, en outre, la formation des criques.

Pour les formes les plus simples, les meilleurs moules à employer paraissent être les lingotières en fonte à parois épaisses, percées de petits trous et garnies intérieurement d'un revêtement perméable aux gaz, peu épais, et réfractaire.

La *compression* de l'acier par un piston est un procédé qui ne peut être employé que pour la fonte des objets les plus simples, et qui *n'a aucun avenir*. Le *martelage* et le *laminage* sont indispensables quand on veut obtenir des objets pendant la coulée desquels il est impossible de prendre les mesures nécessaires pour l'homogénéité de l'acier, sa pureté de surface et l'exactitude des dimensions.

Décembre 1879.

Essais à la traction sur différents aciers faits à l'usine de Terrenoire et à l'usine d'Oboukow.

L = Limite d'élasticité en kil. par m/m. R = Charge de rupture. A = Allongement p. %.

DÉSIGNATION DES ÉCHANTILLONS.	ANALYSES			L	R	A	OBSERVATIONS.
	Mn	C	Si				
Aciers de Terrenoire, forgés, recuits.....	Environ 0,250.	0,150	Traces.	22.00	35.70	34.00	Diamètre des barrettes, = 14 ^m /m. Longueur 100 ^m /m.
		0,490		26.20	48.80	24.00	
		0,809		31.60	68.00	15.00	
		0,875		34.20	74.10	9.50	
Aciers de Terrenoire, forgés, trempés à l'huile.		0,150		32.80	46.80	28.60	
		0,490		44.60	70.50	12.00	
		0,809		68.80	107.10	4.00	
		0,875		90.50	106.00	1.00	
Acier de Terrenoire, coulé, non forgé.....	Environ 0,750.	0,287	Environ 0,250.	21.00	44.70	8.80	d = 14 ^m /m. l = 100 ^m /m.
		0,459		26.50	43.30	3.00	
		0,750		30.50	64.20	3.50	
		0,875		39.20	64.50	1.50	
Acier de Terrenoire, coulé, non forgé, trempé à l'huile et recuit.		0,287		31.60	51.80	24.60	
		0,459		33.50	55.50	19.20	
		0,750		35.80	74.20	14.30	
		0,875		46.00	82.60	3.50	

Essais faits à l'usine de Terrenoire.

TABLEAU N° 2.

Canon de 80 ^m /m, Bessemer, n° 2046. Usine d'Ouboukow, non forgé.....	0,540	0,700	0,070	»	28.00	»	60.00	»	4.00	$d = 12,5^m/m.$ $l = 150 \text{ à } 200^m/m.$
non recuit.....	»	»	»	»	38.00	»	71.00	»	8.00	
recuit.....	»	»	»	»	»	»	»	»	»	
Acier Bessemer pour canon forgé, n° 1095.	0,300	0,430	0,040	»	27.00	»	60.00	»	16.50	
	»	»	»	»	28.10	»	61.00	»	15.50	
Acier Bessemer forgé et recuit, pour frettes de mortiers (moyenne d'un grand nombre d'essais).	0,120 à 0,300	0,350 à 0,450	0,01 à 0,01	» à »	25.00 à 28.00	» à »	65.00 à 74.00	» à »	20.00 à 14.00	
Obus Krupp, de 280 ^m /m, forgé.....	0,290	0,680	0,230	»	»	»	69.00	»	10.00	
Obus de Terrenoire, de 230 ^m /m, non forgé, recuit.	0,290	0,570	0,240	»	38.00	»	71.00	»	3.40	
	»	»	»	»	40.00	»	81.00	»	5.60	
Canon de M. Iznoskoff, de 230 ^m /m, non forgé, trempé.	0,610	0,720	0,220	»	56.00	»	56.00	»	0.40	
Acier comprimé à l'état fluide sous une pression de 2100 atmosphères. — Acier au creuset.....	»	0,540	»	»	»	»	»	»	»	6 essais. 4 essais. 2 essais.
1° Sans traitement ultérieur.....	»	»	»	»	28.33	»	46.66	»	2.40	
2° Recuit.....	»	»	»	»	31.75	»	52.75	»	6.70	
3° Forgé et recuit.....	»	»	»	»	32.00	»	64.00	»	16.00	
Acier comprimé à l'état fluide sous une pression de 1200 atmosphères. Forgé et recuit.	»	»	»	»	26.50	»	40.00	»	18.10	2 essais.

EXPOSITION UNIVERSELLE DE 1878.

DE DIVERS SYSTÈMES DE TRACTION MÉCANIQUE
APPLIQUÉS OU POUVANT S'APPLIQUER AUX MINES,
Par M. PAUL HOLTZER,
Ingénieur de la Société des Houillères de Saint-Etienne.

Locomotives à air comprimé, système Mékarski.

Dans la classe 50, galerie des machines, on voyait une locomotive de mines, marchant à l'air comprimé, et due à M. Mékarski.

Depuis longtemps on a songé à comprimer l'air dans des réservoirs au moyen de machines, puis à utiliser sur un système moteur, soit après un temps plus ou moins long, soit après un transport dans un autre lieu, le travail contenu dans cet approvisionnement. On s'est immédiatement heurté contre des difficultés sérieuses ; jusqu'à présent, on n'a guère employé l'air comprimé dans les mines que pour faire marcher des perforateurs, et on a accepté, en tenant compte des autres avantages, la mauvaise utilisation de la force motrice pour cet usage.

Inconvénients
du
refroidissement
avec l'air
comprimé.

Pour arriver à employer l'air comprimé à la traction, il faut mieux l'utiliser ; ce qui est très-difficile pour des perforateurs devient possible pour des locomotives.

Au fur et à mesure que l'air produit du travail par sa détente dans un organisme moteur, il absorbe de la chaleur, ou, comme l'on dit vulgairement, produit du froid. Cet abaissement de température a des inconvénients de diverses sortes.

Au point de vue dynamique, il y a une différence considérable entre le nombre de kilogrammètres que peut fournir un

même approvisionnement d'air comprimé, suivant que l'on calcule ce travail en appliquant les formules de la détente à *température constante* ou celles de la détente sans addition de chaleur.

Au point de vue physique, le refroidissement détermine la congélation de l'eau et des graisses, qui viennent obstruer les orifices d'échappement.

Tous les moyens employés jusqu'ici pour lutter contre ces inconvénients, ont été tellement inefficaces que l'on a presque renoncé à la détente dans les machines à air comprimé.

**Solution
de M. Mékarski.**

M. Mékarski évite tous ces inconvénients par un artifice qui consiste à admettre aux cylindres moteurs, non pas de l'air sec et froid, mais de l'air saturé de vapeur à haute température.

Ce mélange s'obtient d'ailleurs facilement en faisant traverser à l'air divisé en bulles fines une colonne d'eau chaude emmagasinée à 150° environ au début de l'opération, et dont le volume est calculé par rapport à celui de l'air, de telle sorte que les proportions du mélange restent constantes pour toute la période du travail. La proportion de vapeur dans le mélange varie entre $\frac{1}{5}$ et $\frac{1}{6}$.

On conçoit immédiatement que cette condition soit facile à réaliser, puisque, pendant la période de dépense, la pression de l'air diminue dans le réservoir, tandis que la température de l'eau, et par suite la tension de la vapeur, diminuent dans l'appareil saturateur.

Il est inutile d'insister sur le rôle que joue par sa condensation la vapeur pendant la période de détente. Il suffira de dire que, si l'on calcule le travail fourni par un kilogramme d'air à 6 atmosphères, employé sec et froid, avec une détente telle que le froid produit ne dépasse pas la limite où le fonctionnement devient impossible, on trouve 9.500 kilogrammètres théoriques, tandis que, si on calcule le travail produit par le même poids d'air dans les mêmes conditions avec l'admission pendant un tiers de la course, on trouve 19.500 kilogram-

mètres théoriques, soit, en pratique, sur la roue motrice, 12.000 kilogrammètres.

M. Mallard, dans un travail publié dans le tome XII du *Bulletin de l'Industrie minière*, signalait les inconvénients dont je viens de parler, et donnait un moyen de les atténuer : le moyen consistait dans l'emploi de cylindres étagés avec réchauffage intermédiaire.

L'air, dans un premier cylindre, se détendrait à moitié du degré de détente qu'on voudrait obtenir, serait réchauffé sans changement de volume, dans un réservoir intermédiaire, et achèverait de se détendre au degré voulu dans un second cylindre. Il faudrait que, malgré l'abaissement de température produit par la détente, la température finale de l'air au sortir des cylindres restât supérieure à 0°.

Pour arriver à ce résultat, M. Siemens, en Angleterre, et M. Cornet, en Belgique, ont eu recours à des injections d'eau chaude dans le cylindre moteur des machines qu'ils ont fait construire.

Si nous considérons maintenant le cas où l'on veut employer l'air comprimé comme moteur pour les locomotives de mines, nous reconnaitrons qu'on est placé, là, dans des circonstances particulières. Il faut emporter une provision d'air dans un réservoir qui, pour conserver des dimensions acceptables, devra recevoir de l'air à une haute pression, 30 atmosphères par exemple.

Si l'on prenait directement dans le réservoir l'air à admettre dans les cylindres, on aurait une pression qui serait décroissante et qui, au début, nécessiterait l'emploi d'une forte détente avec les inconvénients signalés.

M. Mékarski a résolu le problème de l'application de l'air comprimé à la traction sur voies ferrées, d'abord pour les tramways, ensuite dans les mines, au moyen de locomotives comportant, outre le réservoir d'air, un appareil réchauffeur et un régulateur de pression.

Réchauffeur
saturateur
ou bouillotte
Mékarski.

L'appareil qui permet de réchauffer l'air comprimé au moyen d'une addition d'eau chaude, s'appelle *réchauffeur saturateur*, ou *bouillotte* à eau chaude. Un *détendeur-régulateur* permet d'envoyer le mélange gazeux aux cylindres moteurs, non à la pression des réservoirs, mais à une pression constante, et cela d'une façon automatique. Ce dispositif a été décrit par M. Chansselle aux Réunions mensuelles de l'Industrie minérale, dans la séance du 3 mars 1877.

L'échauffement de l'air, et son mélange avec la vapeur d'eau, s'opèrent en le faisant passer, convenablement divisé, à travers une colonne d'eau chaude avec laquelle il se met en équilibre de température (FIG. 1, PL. II).

L'air, emmagasiné dans des réservoirs en tôle à une pression de 25 à 30 atmosphères, pénètre au bas de la bouillotte, qui contient environ 180 litres d'eau chauffée à 150°, par un tube central AB aboutissant à une crépine C placée tout à fait à la partie inférieure, et d'où il sort divisé en bulles, qui s'élèvent à travers le liquide, et se réunissent au sommet, dans l'espace formant chambre d'air et de vapeurs, qui précède le régulateur.

Deux robinets R et R' établissent ou interceptent la communication avec les réservoirs d'air, pour les charger. L'eau chaude est introduite par le bas en D.

Le régulateur EPF est placé sur le réchauffeur; il se compose : 1° d'un obturateur conique O placé ici à la partie supérieure de la bouillotte, et guidé dans sa course par une tige qui traverse la chambre de sortie de l'air. A l'extrémité de cette tige est monté un plateau P porteur d'un large diaphragme en caoutchouc K. Un ressort d'air, c'est-à-dire une certaine quantité d'air comprimé enfermée dans un espace annulaire NN, est ménagé au-dessus du plateau; la pression en est réglée par le jeu d'un piston S. Ce ressort exerce, par l'intermédiaire du diaphragme mobile, une action qui tend à déterminer l'écoulement du fluide en abaissant le clapet et à maintenir une

pression correspondante dans la chambre communiquant par un robinet de distribution avec le cylindre moteur. Le clapet suit automatiquement les variations de la dépense, fermant complètement l'orifice aussitôt que celle-ci s'arrête.

Pour prévenir les fuites qui pourraient se produire par la garniture emboutie du piston, celui-ci n'agit sur le ressort d'air que d'une façon indirecte, au moyen d'une couche d'eau interposée qu'il fait refluer dans la chambre annulaire NN par la plaque perforée formant le fond du corps de pompe intérieur. Cette eau est introduite par un robinet à entonnoir; quant à l'air, il est amené par un robinet à trois voies qui permet, par une manœuvre simple, de remplir l'espace d'air possédant une certaine tension; ce robinet est placé sur la conduite qui va au manomètre.

Le piston est actionné par une vis de pression qui commande un volant et qui traverse un écrou fixe rattaché à l'appareil par trois colonnettes M, M.

Pour assurer, pendant le remplissage du réchauffeur, la fermeture du clapet, que n'applique pas alors sur son siège, comme pendant la marche, une forte pression, on le soutient par un petit ressort en spirale logé dans une boîte E dont la tige traverse le fond.

Ce régulateur n'assure pas seulement un fonctionnement régulier, il permet, en outre, de faire varier le débit suivant les nécessités présentes et donne à la machine une élasticité de puissance fort remarquable.

Le système proposé par M. Mékarski étant basé sur l'emploi

Compresseur
Mékarski.

Sur un bâti parallèle se trouve le cylindre moteur qui a 0^m,350 de diamètre, 0^m,700 de course.

Le piston à vapeur transmet son mouvement aux pistons compresseurs à l'aide d'un arbre sur lequel est calé un volant qui permet l'emploi d'une détente variable. On admet généralement sur les $\frac{1}{10}$ de la course.

L'air aspiré par le premier corps de pompe est refoulé dans un réservoir intermédiaire, où sa pression atteint 5 ou 6 atmosphères ; le second corps de pompe aspire l'air dans ce réservoir et le porte à la pression finale de 30 atmosphères.

La pression dans le réservoir intermédiaire se maintient à la valeur fixe déterminée par le rapport établi entre les volumes utiles des deux cylindres, ou, ce qui revient au même, entre les surfaces des deux pistons, puisqu'ils ont même course.

Le second cylindre, bien qu'à simple effet, est fermé à l'avant et communique de ce côté avec le réservoir intermédiaire. De cette manière, les pressions exercées sur les deux faces du second piston sont sensiblement dans le même rapport que celles qui sont exercées sur les deux faces du premier ; les conditions d'étanchéité sont donc les mêmes. Enfin, le rapport des surfaces des deux pistons est déterminé de telle sorte que le travail effectif soit à peu près le même dans la course avant que dans la course arrière.

La compression n'a lieu que dans un cylindre à la fois ; une compression correspond à chaque demi-tour de l'arbre du volant.

Les clapets sont à ressorts et du type usité dans les com-

un courant d'eau qu'on règle avec un robinet. A chaque aspiration, une partie de cette eau est entraînée dans le cylindre et subit une espèce de pulvérisation.

Dans le petit cylindre, il y a une circulation d'eau froide dans une double enveloppe; comme il est à simple effet, l'air est en contact avec les parois froides du cylindre pendant le double du temps où il est comprimé.

L'échauffement total ne dépasse pas 25°.

L'air est envoyé en dernier lieu dans un réservoir d'accumulation. Il traverse sur le parcours une colonne de disques perforés destinés à arrêter l'eau entraînée mécaniquement; l'eau recueillie est évacuée par un robinet de purge.

Le compresseur exposé marchait normalement à la pression de 30 atmosphères. Son rendement en volume est, m'a-t-on dit, de 78 à 80 p. ‰; il absorbe, à la vitesse de 60 tours, une force de 10 chevaux, et débite dans ces conditions, par heure de marche, environ deux mètres cubes d'air comprimé à la pression moyenne de 25 atmosphères, ce qui correspond à une production de 6 kilogrammes d'air comprimé par cheval et par heure.

Un grand réservoir qui était placé sous le plancher recevait l'air comprimé fourni par la machine.

Cet air comprimé était conduit par une canalisation à divers appareils de la même classe, tels que : perforateurs, haveuses, etc., mais comme ces machines sont construites pour marcher à des pressions initiales de 3 à 5 atmosphères, elles recevaient l'air par l'intermédiaire du régulateur décrit, qui débitait à chacune le fluide à la pression qui lui convenait spécialement.

On voyait à l'Exposition diverses machines pour tramways Locomotives
pour tramways.
du système Mékarski; les visiteurs pouvaient, en outre, en voir fonctionner sur une des voies aboutissant à l'Arc de Triomphe de l'Etoile. J'en dirai quelques mots, bien que ce ne soit pas l'objet qui nous occupe ici.

Dans le remorqueur pour tramways, l'air, à la pression de

30 atmosphères, est contenu dans des réservoirs placés sur le châssis ; la bouillotte est sur la plate-forme d'avant ; enfin, le mécanisme est complètement enfermé à l'intérieur des longerons, la commande et l'accouplement se faisant au moyen d'essieux coudés.

Dans la voiture automobile, qui est du poids de 8 tonnes, et qui permet le transport de 30 voyageurs, 17 assis à l'intérieur et 13 debout sur la plate-forme, l'air, à la même pression de 30 atmosphères, est emmagasiné sous le châssis de la voiture ; le mécanisme moteur, analogue à celui d'une petite locomotive, est extérieur aux longerons et complètement enfermé dans deux caissons de tôle ; le réchauffeur est placé sur la plate-forme d'avant. L'arrêt s'obtient au moyen d'un frein Stilmant, actionné par l'air comprimé et agissant sur les quatre roues.

**Locomotive
de mines.**

La Société générale des moteurs à air comprimé, fondée surtout pour appliquer le système Mèkarski à la traction sur tramways, a fait construire une petite locomotive de mines, au fonctionnement de laquelle s'applique tout ce que je viens de dire.

Il arrive souvent que, par suite de l'allure accidentée des couches, la traction mécanique par chaînes ou par câbles est, sinon impossible, du moins très-coûteuse à établir. Si les galeries *forcent* beaucoup, l'entretien de la voie dans l'état de perfection que demandent les roulages dont je viens de parler est impossible. Une locomotive de mines peut alors rendre de très-grands services, car on évitera les deux inconvénients dont j'ai parlé, et, de plus, elle ne donnera pas lieu à une installation qui deviendra inutile lors de l'épuisement de la région pour laquelle elle aura été faite.

Une locomotive à air comprimé, malgré toutes les précau-

M. P. Mirc, aux mines de Cessous (Gard), a supérieurement résolu les difficultés de l'emploi des locomotives à vapeur dans les mines ; mais ces difficultés, il vaut encore mieux, à mon sens, chercher à les éviter.

La locomotive exposée dans la classe 50 est établie pour la voie de 0^m,60 et ne dépasse pas un gabarit de 1^m,10 de largeur sur 1^m,55 de hauteur (Fig. 2 à 7, PL. II).

Elle se compose d'un réservoir d'air comprimé, en tôle d'acier doux, d'une capacité de 1.500 litres. Il contient 56 kilogrammes d'air sous la pression de 30 atmosphères. La bouillotte a une forme spéciale un peu différente de la bouillotte type (Fig. 1) dont j'ai parlé. Elle est constituée par un cylindre horizontal placé à l'arrière du châssis et dans lequel l'air est débité par un tube longitudinal percé de trous. Elle contient 75 litres d'eau chaude.

L'organisme est extérieur aux longerons.

Les deux essieux sont accouplés et écartés de 0^m,80. Le diamètre des roues est de 0^m,45.

Le poids total en charge est de 2.300 kil.

L'installation complète se compose d'un compresseur placé au jour, envoyant constamment l'air comprimé dans un réservoir placé au fond du puits, et où les locomotives viennent, à chaque voyage, puiser la quantité d'air qui leur est nécessaire. Des réservoirs peuvent, dans certains cas faciles à prévoir, être installés en des points de la mine éloignés du puits.

Le prix d'une locomotive et d'un compresseur de 10 chevaux est de 15.000 fr. Prix de l'installation.

L'installation comporte un réservoir où on accumule l'air comprimé, et qui vaut 1.000 fr. par mètre cube de capacité ; il faut au moins 4^{m³}, ce qui le mettra à 4.000 fr. Si nous ajoutons à cela pour 1.000 fr. de tuyaux, par exemple, nous voyons que le prix d'une installation complète est de 20.000 francs, en ne supposant qu'un seul réservoir et une seule locomotive.

Prix de revient
de la traction
par ce système.

On peut établir d'une façon assez certaine le coût de la traction par ce système.

J'ai dit que le compresseur débitait au moins 6 kilogrammes d'air par force de cheval et par heure.

Un kilogramme d'air représente donc le $\frac{1}{6}$ de la dépense de combustible de la machine fixe par cheval et par heure, et comme il est légitime d'admettre que cette dépense ne dépassera pas 1^{fr},500, on voit que, quand la locomotive dépensera 1 kilogramme d'air, on consommera 250 grammes de houille.

On a vérifié que, sur une voie de mine dont la résistance à la traction est de $\frac{1}{80}$, on consomme un kilogramme d'air comprimé pour transporter une tonne à 1 kilomètre.

La tonne kilométrique correspond donc à la consommation de 250 grammes de houille.

Une locomotive peut faire de 400 à 500 tonnes kilométriques par jour; elle consommera donc dans sa journée $500 \times 0,250$ ou 125 kil. de houille que l'on peut estimer à 3 francs.

125 kil. de houille.	3' 00
Journée du conducteur	5 00
Journée du mécanicien du compresseur . .	5 00
Entretien	7 00
	20' 00

La dépense serait donc de 4 à 5 centimes par tonne kilométrique, ce qui donnerait donc une économie de 50 p. % sur les chevaux. Il est probable que ce dernier chiffre, qui n'est pas le résultat d'une expérience, mais celui donné par l'inventeur,

Locomotive de mines exposée par la C^e des mines, usines et domaines du Banat (Hongrie).

Il y avait à l'Exposition un assez grand nombre de locomotives à vapeur pour petites voies, non appliquées à des mines, mais pouvant plus ou moins s'y appliquer. Je ne ferai que les citer :

Black Hawthorn, pour voie de 0^m,91 ;

Nydqvist et Holm, pour voie de 0^m,89 ; destinés à faire le service des chemins de fer de l'île de Gothland ;

Cail et C^e ; voie de 0^m,80 et voie de 0^m,60 ;

Coillet ; pour voie de 0^m,60 ;

Corpet et Bourdon ; voie de 0^m,50.

Comme locomotives de mines marchant à la vapeur, on connaît l'emploi qui en est fait aux mines de Cessous et Comberedonde (Gard), pour desservir une longue galerie de sortage prolongée au jour par un parcours extérieur. Il en a été question dans les *Comptes-rendus mensuels*, et M. Ledoux a décrit en détail ce petit chemin de fer dans les *Annales des mines*.

A l'Exposition, dans la section autrichienne, la C^e des mines, usines et domaines du Banat montrait une des locomotives qui font le service du roulage dans la galerie François-Joseph de son puits de Szecsen.

Les charbons produits dans les travaux de ce puits sont amenés au jour par une galerie appelée de François-Joseph, longue de 2.300 mètres.

Les ingénieurs de cette mine ont adopté, pour faire ce roulage, une petite locomotive circulant dans la galerie en tête de longs trains de berlines.

Il fallait : 1^o trouver le moyen de mettre la mine complètement à l'abri des dangers causés par l'introduction dans les galeries des produits de la combustion ; 2^o combiner un type de locomotive, qui, tout en possédant une force de traction suffisante, fût d'assez petites dimensions pour circuler dans la galerie.

La première difficulté a été évitée par l'emplacement du ventilateur, qui aspire, en même temps que le mauvais air de la mine, les fumées et la vapeur de la machine pendant qu'elle effectue son trajet. On emploie aussi un ventilateur aux mines de Cessous (Gard), dont j'ai parlé plus haut.

Quant à la seconde partie du problème, elle a été résolue d'une manière très-satisfaisante par les ingénieurs des ateliers de construction de l'usine de Reschitza, qui ont construit une petite locomotive répondant aux exigences multiples qu'elle avait à satisfaire.

Je ne puis malheureusement qu'en donner les dimensions principales, telles qu'on les trouve dans la brochure publiée par la Compagnie :

Diamètre (avec bandages de 40 ^m / ^m d'épaisseur)	0 ^m ,448
Ecartement des essieux	0 ^m ,950
Diamètre des cylindres	0 ^m ,160
Course des pistons.	0 ^m ,220
Diamètre de la chaudière.	0 ^m ,650
Epaisseur de la tôle de la chaudière	0 ^m ,010
Pression effectuée	10 ^{atm} .
Nombre des tubes	50
Diamètre extérieur des tubes	0 ^m ,040
Diamètre intérieur des tubes	0 ^m ,035
Longueur des tubes	1 ^m ,375
Surface de chauffe des tubes	7 ^{m²} ,41
Surface de chauffe du foyer	1 ^{m²} ,78
Surface de chauffe totale	9 ^{m²} ,19
Surface de grille.	0 ^{m²} ,28
Poids total de la machine en feu.	4.400 ^k

Les cylindres, le mouvement et la distribution sont extérieurs ; la machine est du type tender ; l'alimentation se fait par un injecteur.

Plusieurs de ces locomotives sont en service depuis deux ans ; il n'y a pas eu d'accidents ni d'interruption dans la marche ; le fonctionnement est très-satisfaisant.

Le rayon de courbure de 10 mètres est suffisant. La largeur de la voie est de 0^m,71.

Les dimensions, largeur et hauteur, montrent que des galeries ordinaires seraient insuffisantes, ou juste suffisantes pour le passage de la locomotive, qui nuirait alors singulièrement à l'aérage.

Mais comme, dans la plupart des cas où l'on sera conduit à employer de ces locomotives, le roulage se fera dans de longs travers-bancs, on fera les dépenses nécessaires pour donner à ces galeries la section suffisante pour le passage de la locomotive ; ce n'est donc pas là une objection sérieuse à leur emploi

La vitesse moyenne est d'environ 7.400 mètres à l'heure ; le poids maximum remorqué est de 40 tonnes.

En 1877, la quantité de houille extraite par la galerie François-Joseph a été de 52.900 tonnes, les frais de traction ont été de 92 p. % inférieurs à ce qu'ils étaient quand on employait les chevaux.

Roulage aux mines de la Grand'Combe (Gard).

La Compagnie des mines de la Grand'Combe avait exposé plusieurs plans en relief, montrant les dispositions prises pour réaliser le système de roulage si remarquable qu'elle emploie. Grâce aux croquis contenus dans le brochure publiée par cette Compagnie, je vais donner de ce roulage une description générale.

Le roulage dont MM. Bourdaloue et de Veyvial ont doté la Grand'Combe est caractérisé par l'utilisation ingénieuse que

l'on y fait de la pesanteur. Quand on est obligé d'avoir recours aux machines, ce sont des machines d'extraction élevant les wagons dans des puits, par conséquent rien de semblable aux cordes-queue ou aux chaînes flottantes que nous verrons plus loin.

L'action de la pesanteur est utilisée par des plans inclinés bis-automoteurs.

Le principe des plans bis-automoteurs est celui-ci :

Les wagons pleins, descendant, ont plus de force qu'il n'en faut pour remonter un nombre égal de vides. On utilise cet excès de puissance à faire remonter un nombre égal de vides sur une hauteur verticale plus grande. Pour réaliser ce point, il suffit d'avoir deux plans étagés ; l'inférieur est simplement automateur, et les vides y remontent de la hauteur dont les pleins descendent ; le second sert à faire, en même temps, et sous l'action de cet excès de puissance, remonter à un niveau plus élevé d'autres wagons en nombre égal.

Description
générale.

Les FIG. 8, 9 et 10, PL. II représentent le type de ces plans, celui qui va de Champclauson à la Levade.

Les wagons pleins sortant de la mine arrivent guidés par deux hommes, par convois de 15 wagons, en suivant la voie *m m m*, dont la pente est de 0^m,026 par mètre jusqu'au palier P.

Au palier P, ils sont attelés par 4 à l'extrémité d'un câble, et poussés sur le plan.

Leur poids agit par l'intermédiaire du câble sur un arbre portant quatre bobines.

Celles-ci, sous l'action des quatre wagons pleins, tournent en même temps.

les deux plans, inférieur et supérieur, quatre wagons vides utiles.

Les wagons vides ainsi élevés au palier supérieur P' sont réunis en convois de 15 wagons, qui, guidés par deux hommes, descendent seuls jusqu'à la galerie en suivant la voie $m'm'm'$ dont la pente est de 0^m,0174 par mètre.

Deux hommes dans leur journée conduisent facilement 300 wagons pleins et en ramènent autant de vides.

Les poulies du sommet du plan ont des diamètres calculés pour que le même nombre de tours déroule des longueurs de câbles concordant avec les longueurs des plans. Leur installation ne présente rien de particulier; quatre poulies, dont les plus petites ont un diamètre suffisant pour ne pas fatiguer le câble, sont calées sur le même arbre, qui porte aussi deux poulies sur la jante desquelles on peut agir avec des freins; il y a deux poulies de frein pour que la rupture d'un des freins n'arrête pas le service.

Par cette manœuvre, les wagons pleins pris à la sortie de la mine sont descendus au quai de chargement, et les vides sont ramenés à la mine, par l'action de la pesanteur.

Pour exécuter ce travail, il faut deux hommes à la base, trois au palier intermédiaire P pour pousser les vides sur le palier et mettre les pleins au sommet du plan; un au frein; un pour former les convois de vides, quatre pour rouler les wagons vides jusqu'à l'entrée de la mine M et en ramener les pleins au palier P.

Soit 11 hommes pour une production de 500 à 600 wagons d'une tonne.

L'inspection du relief montrait clairement que toutes ces voies. grâce aux petits rayons que l'on peut donner aux cour-

nerie supportant des rouleaux empêchent le câble du plan inférieur de s'appuyer sur les wagons qui circulent sur le plan supérieur.

La pente adoptée pour les voies sur lesquelles doivent circuler les wagons pleins est de $0^m,018$ par mètre, celle pour les voies des wagons vides est de $0^m,022$.

Les roues sont calées sur les essieux, et le graissage se fait en introduisant de la graisse noire avec un pinceau dans la portée où l'essieu tourne.

La vitesse de circulation sur les voies est modérée par des freins mobiles, c'est-à-dire qu'on enlève à chaque extrémité du parcours (Fig. 11, Pl. III).

Un tasseau de bois T, fixé au bout d'une tige L, tourne autour d'un petit axe que porte le wagon, et fait frein sur les roues ; quand on incline le levier, une des deux courbes, suivant le sens, s'applique contre l'une des roues.

Ces freins sont mis en place au moment du départ ; chaque homme en manœuvre deux à l'aide de petits palans.

**Roulage
à l'intérieur.**

Voyons maintenant comment on a réalisé le roulage à l'intérieur.

Comme les wagons vides et pleins sont au même niveau au point T, il peut se présenter l'un des deux cas suivants :

1° Elever les vides à l'aide d'une machine, en les remon-
tant le long d'un plan incliné extérieur, à hauteur suffisante
pour avoir une pente constante qui les ramènera au même
point ;

2° Elever des wagons pleins dans un puits vertical intérieur
plus ou moins voisin de la sortie de la mine.

Examinons ces deux cas :

**1^{er} cas :
Mine de Champ-
clauson.**

1° Supposons, comme cela a eu lieu pour la mine de Champ-
clauson, qu'on se trouve dans le premier cas.

Les wagons vides élevés par une machine sur le plan incliné
TP (Fig. 8, Pl. III) trouvent en P une voie tracée sur le flanc
de la montagne, passent devant des carrières à remblais, où on

en remplit le nombre jugé nécessaire, et arrivent devant les entrées des plans inclinés AB, RS, situés tout entiers dans la couche, si la position de l'affleurement le permet; sinon un travers-bancs tel que QA conduit jusqu'à la couche.

Voyons ce qui passe pour un quelconque de ces plans inclinés, RS par exemple.

Ce plan, qui est muni d'un contrepoids, puisque le roulage s'y fait toujours dans le même sens, et qu'il n'a pas à remonter de wagons vides, passe devant une série de niveaux M, N, O, qui conduisent aux tailles.

Les wagons pleins de remblais ou vides sont arrêtés une première fois en M par le *freinteur* du sommet.

L'homme chargé de la manœuvre dans le plan met sur la voie M le nombre de wagons fixé pour chaque cordée. Ces wagons seront roulés sur la voie supérieure de la taille jusqu'au front de taille, où ils déposeront leur remblai et se chargeront de charbon; ils reviendront pleins en N, par la voie inférieure de la taille; ces deux voies sont exactement horizontales.

Le contrepoids, en redescendant, ramène le câble au sommet du plan, où l'on prend encore des wagons vides ou chargés de remblais pour les arrêter en N. Si, à ce moment, il s'y trouve des wagons pleins venant de la taille supérieure, on les descend jusqu'à la voie SD, tracée dans la couche avec une pente suffisante pour que le roulage se fasse seul jusqu'à la sortie de la mine en T.

Le circuit est donc complet.

Au lieu d'avoir le plan incliné TP, on peut avoir un puits

qui conduit aux niveaux SDT, lequel élèverait les wagons

sur la ligne PQR (Fig. 8); un homme à la tête de chaque plan; un homme qui circule sur chaque plan, sur la voie SBDT.

Le roulage des pleins occupe deux hommes qui font 10 voyages de 20 wagons; un machiniste pour le plan ascendant TP.

Tel est le premier cas, celui où les wagons pleins circulent à un niveau supérieur à la place de chargement, comme à Champclauson.

2° Je vais maintenant examiner deux variantes du second cas, où les charbons doivent être élevés jusqu'à la place de chargement.

2^{me} cas :
Exploitation
du Ravin;
puits Trescol.

Le puits Trescol, dont l'orifice se trouve au niveau d'une place de chargement, exploite des couches qui se trouvent à une centaine de mètres de profondeur.

Les Fig. 4, 5, 9 et 10, Pl. III, montrent l'ensemble de ce roulage, d'après la brochure publiée par la C^{ie} de la Grand'Combe à l'occasion de l'Exposition.

Une galerie à travers bancs, partant du niveau de la place de chargement et ayant une pente descendante de 0,020, arrive jusqu'au-dessus du point le plus haut des couches à exploiter; là, un puits à écluse sèche a été foncé, traversant toutes les couches.

A la traversée de chaque couche, une recette avec des taquets permet d'y arrêter des bennes vides ou pleines de remblais.

De chacune de ces recettes partent des galeries dans la couche avec une pente descendante, lesquelles passent devant des têtes de plans inclinés, où tout se passe comme nous l'avons vu dans le cas de Champclauson.

Les galeries qui passent au pied des plans inclinés aboutissent à la grande galerie de sortage qui est un travers-bancs de 1.500 mètres et qui amène les charbons au bas du puits d'extraction, qui est celui de Trescol.

Les charbons extraits par le puits Trescol ne sont pas tous chargés en ce point; une partie des menus sont lavés et des-

tinés aux usines d'agglomération ou aux fours à coke, qui se trouvent dans une autre vallée. Les wagons de charbons destinés à ces usages sont remontés sur un plan incliné qui les amène en un point où ils atteignent les voies extérieures de roulage venant de Champclauson. Ils sont remontés sur ce plan par l'action d'une bêche roulante que l'on remplit, au sommet, avec de l'eau sortant de la mine de Champclauson, et que l'on vide en bas.

Un petit plan incliné intermédiaire aux deux voies permet d'amener des wagons vides pris sur la voie des vides à la tête du plan incliné.

L'introduction de ces wagons vides est nécessaire parce que le charbon remonté sur le plan est contenu dans des wagons d'une tonne, tandis que le puits extrait des bennes ovales de 5 hectolitres. Du reste, le lavage du charbon nécessite le rechargement.

Dans cette exploitation, le puits du Ravin sert uniquement à extraire les bennes de menus nécessaires à l'alimentation du chantier de lavage qui est à son orifice.

Si on supprime cette partie extérieure et accessoire de la remonte des charbons lavés, on a le cas de l'exploitation du puits du Gouffre, représentée par les Fig. 6 et 7, Pl. III. C'est pour indiquer ce cas particulier que j'ai pris l'exemple du puits de Trescol, de préférence à celui du Gouffre.

Puits
du Gouffre.

Roulage mécanique par câble traînant (corde-tête et corde-queue), à Anzin.

Parmi les objets exposés par la C^{ie} des mines d'Anzin, on pouvait distinguer un modèle du roulage par câble traînant qui fonctionne à la fosse Thiers.

Une description détaillée de cette installation a été donnée dans le *Bulletin*, dans le compte-rendu du Congrès de 1876. Je ne crois donc pas devoir m'étendre sur les détails de ce système de traction.

Je vais seulement chercher à comparer ce mode de roulage à ceux contenus dans cette note.

Les renseignements que je possède remontent à deux ans, mais les conditions n'ont pas dû être beaucoup modifiées, et si elles l'ont été, ce ne peut être que dans un sens favorable au système, qui est d'autant plus avantageux, toutes choses égales d'ailleurs, que les quantités transportées sont plus grandes, ce qui a dû avoir lieu pour la fosse Thiers.

Le nombre des berlines amenées journellement au puits par le trainage est de 1.300 à 1.500, tant de charbon que de déblais, représentant un poids de 600 à 700 tonnes.

D'après un relevé fait pour 1875, le trainage mécanique a transporté 220.838 tonnes à la distance moyenne de 1.000 mètres.

Le prix de revient a été de 0^f,233 par tonne.

Le même travail, exécuté par des chevaux, aurait coûté 0^f,314. C'est 0^f,081 ou 12 p. % de diminution. Ce dernier chiffre a dû augmenter.

En employant ce système de traction, on est conduit à donner aux convois une grande vitesse, afin qu'une manœuvre complète, aller et retour, d'un train, avec tous les temps perdus, corresponde au plus au temps nécessaire pour extraire par le puits les 30 ou 40 berlines qui composent actuellement un convoi.

Cette grande vitesse entraîne l'emploi d'une force considérable qui est aussi nécessitée par une autre raison. Il faut évidemment calculer la force pour le moment où le convoi est sur le point le plus défavorable du transport, c'est-à-dire sur la rampe la plus raide. Le défaut de solidarité entre deux manœuvres consécutives fait que le travail moteur qui

le maintien des voies en très-bon état pour éviter les déraillements.

Un parcours ne peut guère présenter qu'un seul coude, chaque contour donnant lieu à une installation compliquée de rouleaux.

Pour songer à employer ce mode de transport, il faut avoir une longue galerie dans un terrain solide, et deux ou trois autres galeries, raccordées avec elle par des courbes d'au moins 20 mètres de rayon.

A l'extrémité de ces galeries, on forme des trains avec les wagons venant de la région que chacun doit desservir.

Ce système est coûteux de premier établissement, cher d'entretien à cause de la force de la machine, l'usure des câbles et des poulies.

Il faut avoir soin d'assurer le mieux possible l'enroulement convenable du câble sur le tambour moteur, car le plus grave accident qu'on puisse avoir en marche est l'éboulement du câble.

A la fosse Thiers, le câble, qui est en acier, a 26 millimètres de diamètre ; il pèse 1^k,483 le mètre ; il est composé de 6 torons de 7 fils n° 16. Les poulies de retour ont 1^m,63 de diamètre.

Les câbles coûtent 280 fr. les 100 kil. ; ils durent 6 mois.

Traction par chaîne flottante, aux mines de Ferfay.

La Compagnie des mines de Ferfay (Pas-de-Calais) avait exposé un modèle montrant la disposition adoptée à la fosse Bruon pour un roulage par chaîne flottante.

L'arbre se prolonge au-delà du palier pour recevoir un pignon engrenant avec une roue d'engrenage à axe vertical, sur l'arbre de laquelle se trouve caléo une poulie Fowler qui commande le câble de transmission.

Le rapport des engrenages est de 1 à 4, la poulie Fowler a 1^m,50 de diamètre.

Le câble de transmission se détache au jour de la poulie pour s'infléchir sur une poulie verticale de 1^m,50 de diamètre ; il descend jusqu'au fond du puits, après s'être infléchi sur une autre poulie, passe par une petite galerie inclinée, jusqu'à un chariot tendeur qui porte une poulie à double gorge, de 1^m,50 de diamètre. Il s'y enroule d'abord sur la gorge supérieure et se rend de là à une seconde poulie Fowler, calée sur l'arbre vertical qui commande la chaîne sans fin, en passant sur une poulie de support.

Le câble revient, en passant sur une poulie pareille, s'enrouler sur la gorge inférieure du chariot tendeur, et de là remonte au jour.

Le chariot tendeur pèse 2.200 kil. ; il est posé sur une voie inclinée de 10°.

La vitesse normale de la chaîne devant être de 0^m,50 par seconde, le rapport adopté pour le diamètre des poulies donne au câble une vitesse de 0^m,83.

A cette vitesse, le câble doit transmettre 15 chevaux ou un effort de 1.356 kil., en tenant compte des efforts brusques qui peuvent se produire ; on l'a composé de 72 fils n° 14. Il ne supporte donc que sous un effort de 14.000 kil. environ et

Largeur intérieure 0^m,028

» extérieure 0^m,072

La poulie qui commande la chaîne a 1^m,008 de diamètre; elle est à empreintes, ce qui est indispensable pour empêcher le glissement, mais ce qui nécessite un calibrage exact pour chaque maillon.

La chaîne doit recevoir une berline tous les 10 mètres.

Dans l'intervalle entre la poulie motrice et celle de retour, la chaîne repose sur les chariots pleins d'un côté, de l'autre sur les vides.

La vitesse, dans ce système de traction, peut aller jusqu'à 1^m,50; l'intervalle des chariots peut varier de 10 à 30 mètres. On peut ainsi débiter de 8 à 9 chariots par minute, ce qui dépasse de beaucoup le débit des machines d'extraction les mieux installées.

Sous ce rapport, ce système a l'avantage sur le précédent.

Il en est de même, et dans une plus forte mesure, sous le rapport de la force à dépenser, puisqu'il permet de transmettre à l'ensemble le travail de la pesanteur dans les parties de la voie qui descendent vers l'arrivée.

On peut même, comme cela a été fait à Mariemont, placer le point d'arrivée plus bas que le point de départ, ce qui peut se faire dans la plupart des cas, et non-seulement n'avoir pas de moteur, mais encore utiliser l'excès du travail fourni par la pesanteur pour faire un trainage dans des voies horizontales.

L'adoption de ce système exige que le chemin soit à deux voies, par conséquent des galeries à grandes sections.

Il exclut presque complètement les courbes, si ce n'est à très-grand rayon : toute courbe un peu raide exigeant une

chaîne, de la nécessité de la double voie et du supplément de matériel toujours en circulation sur les voies.

Il réduit beaucoup la dépense de force, les frais d'entretien ; il permet un profil vertical peu assujettissant.

Plans inclinés automoteurs.

La Compagnie du Creusot avait exposé deux modèles de plans inclinés, tous les deux installés pour amener des minerais de fer du point où on les extrait jusqu'au fond de la vallée.

L'un de ces modèles représente l'installation des mines d'Allevard, l'autre celle de la mine de Saint-Georges (Savoie).

Plans inclinés
aériens
d'Allevard.

A Allevard, pour avoir une installation plus économique, les voies ordinaires posées sur le sol ont été remplacées par deux câbles amarrés aux deux extrémités et soutenus en leur milieu par une charpente. Ces câbles forment les deux voies d'un plan automoteur. Un autre câble, beaucoup moins fort, joue le même rôle que dans les plans inclinés ordinaires. Le chariot qu'il porte à chacune de ses extrémités est supporté par une armature en fer qui s'appuie sur le câble porteur par deux poulies.

Ce plan incliné, dont l'installation semble devoir présenter d'autant plus d'économie qu'on se trouve en présence d'un terrain plus accidenté, ne donne qu'un faible débit, parce qu'on ne descend qu'un seul chariot à la fois. Cette dernière condition n'est pas rigoureusement imposée par le système, mais elle semble résulter à Allevard des dimensions relatives des câbles qui constituent la voie, et du chariot.

Installation
de

On doit remplacer cette installation par une série de plans inclinés établis sur le sol comme cela a été fait à la mine de

celle du 2^m au 3^m plan a seule une certaine importance ; elle a 1.490 mètres de longueur.

Le plan n° 1 a 270 mètres de longueur et une pente uniforme de 0,610.

Le plan n° 2 a 553^m,59, avec des pentes variant de 0,590 à 0,384.

Le plan n° 3 a une longueur de 408 mètres avec une pente qui varie de 0,464 à 0,396.

Le plan n° 4 a une longueur de 437^m,16 avec une pente de 0,510.

Le plan n° 5 a une longueur de 480 mètres avec une pente variant de 0,580 à 0,420.

A la base de ce dernier plan sont installés les cribles et les fours de grillage.

Les minerais rejoignent la ligne P.-L.-M. par un embranchement à grande section d'un kilomètre de longueur.

Tous les plans, à l'exception du n° 1, présentent la même disposition, ils sont automoteurs avec trucs métalliques portant 4 bennes.

Les câbles, en acier, s'enroulent sur des tambours tronconiques, qui ont un diamètre moyen de 6^m,50 (voir Pl. IV, Fig. 1 et 2). Les tambours sont en fonte avec douves en bois.

Les arbres sont en acier.

Les deux tambours ne sont pas calés sur le même arbre, le mouvement est communiqué de l'un à l'autre par des roues d'engrenage.

Cette disposition a pour but d'avoir les deux câbles s'enroulant en dessus, ce qui est avantageux pour la durée des câbles.

dépasser une vitesse déterminée. Des appareils à peu près semblables fonctionnent depuis fort longtemps aux mines de fer de la Chapelle-Saint-Ursin (Cher), pour la descente des bennes vides dans les puits. Un appareil analogue, mais dont les palettes tournent dans l'eau, a été imaginé par M. Villiers pour les descentes de remblais, et, après la Société des houillères de Saint-Etienne, adopté par la C^{ie} des mines de Mont-rambert. Il est bien moins volumineux que le régulateur à air.

Les freins, dont le rôle est réduit à peu de chose, sont à vis.

L'installation d'un plan exige, avec les dispositions adoptées, un ensemble de pièces métalliques pesant 33 tonnes.

Le plan n° 1 a ses deux tambours calés sur le même arbre ; on n'y descend que deux bennes à la fois, la partie métallique ne pèse que 10 tonnes.

Les plans sont à 3 rails avec croisement plus bas que le milieu, à cause de la conicité des tambours.

Les rails sont du type Est ; l'écartement entre boudins est de 1^m,20.

Les traverses sont espacées de 1^m,50 d'axe en axe.

Le croisement a 40 mètres de long.

Le truc pèse, en charge, 5.600 kil. ; la charge utile est de 2.800 kil., la vitesse moyenne est de 2 mètres par seconde.

L'installation est faite en vue d'une production de 100.000 tonnes par an, ou 350 tonnes par jour.

Les câbles des plans sont supportés par des rouleaux en bois de 0^m,150 de diamètre, espacés de 8 mètres.

Les rouleaux ont 0^m,90 de long sur les 60 premiers mètres, 0^m,75 au milieu, et 0^m,50 au bas des plans.

Des rouleaux à axes verticaux guident les câbles aux croisements.

Les expériences faites sur les câbles ont donné les résultats

Section totale des fils des câbles pour les plans :	{	n° 1. . .	120 ^m /m ² ,5
		n° 2. . .	233 ^m /m ²
		n° 3. . .	203
		n° 4. . .	233
		n° 5. . .	253

Résistance d'un fil d'acier pris dans les 5 câbles :

Plan n° 1.	342 ^k
n° 2.	535
n° 3.	478,6
n° 4.	569
n° 5.	552

La résistance absolue des câbles varie de 21.500^k à 33.100^k.

Ces câbles coûtent 210 fr. les 100 kil.

Je regrette de ne pas avoir de renseignements sur ce que coûte le service de ces plans.

N° 2.

**DE L'INFLUENCE
DES POUSSIÈRES CHARBONNEUSES
SUR LES EXPLOSIONS DANS LES HOUILLÈRES (1)**

**Par M. W. GALLOWAY,
INSPECTEUR DES MINES**

—
TRADUCTION PAR M. CHANSELLE.
—

Mars 1870.

Dans ma précédente communication sur ce sujet (2), j'ai décrit quelques expériences qui montraient qu'un mélange d'air et de poussière de houille d'une composition chimique donnée n'était pas inflammable à la pression et à la température ordinaire ; tandis que, quand on ajoutait au même mélange 0,892 p. $\%$, en volume, ou une proportion plus forte, de grisou, le mélange devenait inflammable et brûlait librement avec une flamme rouge et fumeuse. Il en ressortait, en même temps, cette conclusion générale, qu'une explosion ayant pris naissance de n'importe quelle façon dans une mine sèche et poussiéreuse, peut s'étendre dans les parties reculées des travaux, où la présence du grisou n'était pas du tout soupçonnée.

L'humidité ou la sécheresse des travaux d'une mine dépend, toutes choses égales d'ailleurs, de la température des roches dans lesquelles ils sont pratiqués : car il est clair que si, d'une part, la température de la mine est plus basse que le *point de*

La sécheresse
d'une mine
dépend
de sa profon-
deur.

si, au contraire, la température de la mine est plus élevée que le point de rosée de l'air à la surface, le courant d'air absorbera de l'eau et tendra à produire un état de sécheresse. Il est bien connu, d'autre part, que la température des roches dans le terrain houiller de la Grande-Bretagne croît sur le pied d'un degré centigrade par 33 mètres environ d'approfondissement au-dessous de la surface, et, par conséquent, de ce qui précède, il résulte évidemment que *la sécheresse ou l'humidité comparative d'une mine dépend de sa profondeur.*

Autant que mes propres observations ont pu me le faire voir, j'ai trouvé que les mines de houille ayant moins de 120 à 125 mètres de profondeur sont humides ou mouillées, et que celles dont la profondeur dépasse 210 à 215 mètres sont sèches et poussiéreuses ; pour la série de profondeurs intermédiaires entre 125 et 210 mètres, il semble que l'humidité ou la sécheresse dépend, à chaque instant, de la température basse ou élevée de l'air à l'orifice d'entrée de la mine.

Comment
doivent se pro-
duire
les explosions.

Dans toutes les mines sèches, la poussière charbonneuse répandue sur le sol des voies s'élève en nuages et remplit l'air quand elle est soulevée par le passage des hommes, des chevaux, du matériel roulant, etc. Une bouffée subite d'air, conséquemment, comme celle produite par une explosion locale de grisou, ou par un coup de mine qui débourre, doit nécessairement produire le même effet, à un degré plus ou moins grand selon son intensité. Le mélange de poussière charbonneuse et d'air, formé par l'action d'une de ces explosions, sera inflammable s'il contient une proportion de grisou supérieure à 0,892 p. %, et la flamme de l'explosion originelle le traversera, étendant le champ du bouleversement aussi loin que la même condition existe, et même, cela peut avoir lieu, jusqu'aux extrêmes limites des travaux. S'il contient plus de 0,892 p. % de grisou, il sera de plus en plus explosif à mesure qu'augmentera cette proportion, jusqu'à ce qu'un point maximum soit atteint, au-delà duquel son explosibilité recommencera à

décroître. Si, enfin, il contient moins de 0,892 p. % de grisou, ou même s'il se compose uniquement d'air pur et de poussière de houille, il sera encore si près d'être inflammable qu'il le deviendra probablement quand il subira la compression et par conséquent l'échauffement que doit nécessairement produire une explosion survenant dans une partie d'un espace confiné, sur les autres parties de ce même espace. Il est probable, en outre, que certaines sortes de houille en poussière demandent moins de grisou que d'autres pour communiquer à l'air des propriétés explosibles, et l'on peut concevoir aussi que des sortes encore différentes peuvent former des mélanges inflammables avec l'air pur, *sans la présence d'aucune trace de grisou* (1).

J'ai fait des recherches partielles sur la relation qui existe entre les proportions d'air, de poussière de houille et de gaz (2), nécessaires pour produire à coup sûr l'inflammation ou l'explosion par le contact d'une lumière ; mais comme la série d'expériences n'est pas encore complète, je réserverai leur description pour une autre occasion. Je puis mentionner, cependant, que dans l'appareil que j'ai employé jusqu'ici, la proportion de poussière de houille qui a donné les meilleurs résultats a été bien plus grande qu'on ne pouvait le croire à première vue, par exemple, environ un kilogramme par mètre cube d'air pour tous les mélanges d'air et de gaz compris entre 1 de gaz avec 20 d'air, et 1 de gaz avec 40 d'air. De même, dans une des expériences avec le retour d'air d'une mine, que je me propose de décrire ici, l'air doit être littéralement *noir de poussière* pour pouvoir s'enflammer. Il est donc clair que

Recherches
sur les
mélanges d'air,
grisou
et poussière.

(1) C'est le traducteur qui a ajouté le membre de phrase en italiques, pour bien faire ressortir que M. Galloway s'est converti à la possibilité des explosions de poussières seules, avec certaines natures de charbon. — CH.

(2) Comme ces expériences étaient seulement des expériences préliminaires faites principalement dans le but d'éprouver l'appareil, on y avait employé simplement le gaz d'éclairage. — GALLOWAY.

les particules qui flottent dans l'air d'une mine sèche, dans son état normal, ne peuvent le rendre inflammable ; et il est probable qu'il n'y a que l'action balayante d'un coup de vent, semblable à une rafale, parcourant les galeries, qui puisse en soulever une quantité suffisante pour amener ce résultat.

Quelques-unes des explosions qui se sont produites dans les houillères, ces deux dernières années, sont parmi les plus désastreuses dont on ait gardé le souvenir, et les explications qu'on a essayé d'en donner sont, comme toujours, peu satisfaisantes. La supposition, sans ombre de preuve, que le grisou a fait subitement irruption de la houille ou des roches encaissantes (1), est encore maintenue, même dans des cas où l'on voit que la flamme s'est ramifiée jusque dans chaque cul-de-sac et s'est étendue aux limites opposées des travaux. Le vrai signe qui indique d'une façon manifeste l'ubiquité de la flamme, est la prétendue carbonisation des bois, de la houille et des débris ; et ceci, généralement dans le cas des bois, et toujours dans le cas de la houille et des débris, consiste en une couche de poussière de houille cokéfiée, adhérente à leur surface, et témoignant infailliblement par sa présence que la poussière de houille vient de jouer le rôle revendiqué par moi et par d'autres.

Voici quelques détails que l'on a pu bien connaître sur les dernières explosions importantes :

Pemberton, 11 octobre 1877 : 36 hommes tués. — Profondeur, 306^m. A la page 333 des *Rapports des Inspecteurs des mines*, il est dit : « La houillère de Pemberton était considérée comme un modèle de l'art de l'ingénieur, et semblait être la

Notes
sur diverses
explosions
récentes.

aspiré le gaz du front de taille et des parois du chantier de Rutter et de celui de Price, et cette quantité additionnelle de grisou, se précipitant sur une atmosphère déjà fortement chargée de gaz, aurait amené l'air, dans ce quartier particulier, au degré explosible. »

Blantyre, 22 octobre 1877 : 207 hommes tués. — Profondeur des travaux, de 245 à 275 mètres. La couche n'est pas très-gazeuse, et la mine était supposée bien aérée. Il a été impossible de dire où l'explosion a commencé. A la page 7 du rapport officiel, il est dit : « L'explosion s'est étendue sur des kilomètres de travaux et a été des plus violentes. Le gaz, dans une grande partie des travaux, a dû former un mélange éminemment explosif. Le bruit, à l'orifice du puits n° 2, est décrit comme ayant été semblable à celui d'un coup de mine dans un puits en fonçage, et un grand volume de fumée et de poussière sortit par l'orifice. A l'orifice du puits n° 3, le bruit fut comme l'explosion d'un tuyau de vapeur, ou comme un coup de mine dans un puits en fonçage, et presque aussitôt on vit la flamme brûler au-dessus de la bouche du puits. La flamme semble s'être étendue dans presque tous les chantiers. » Page 11 : « La mine étant sèche et poussiéreuse, la poussière qui se composait partiellement de *splint coal* éminemment inflammable, devait aider à répandre la flamme et à donner de la force à l'explosion. » Enfin, page 206 des notes de l'enquête, un témoin dit : « Je désire faire au jury une déclaration. Dans une certaine occasion, M. Watson, le directeur de la mine, me dit que la mine étant sèche comme un désert, les poussières charbonneuses aggraveraient une explosion qui viendrait à se produire. (1) »

(1) Il est encourageant d'observer que l'action des poussières charbon-

Unity Brook, 12 mars 1878 : 43 hommes tués. — Profondeur des travaux, 241^m. Les travaux ont été examinés, et trouvés sains, une demi-heure avant l'explosion. Mine sèche et poussiéreuse. De la fumée et de la suie sortirent par le puits de sortie d'air. La flamme a parcouru toute la mine et près de 100 mètres de hauteur du puits. On employait des lampes à feu nu et on tirait à la poudre.

Apedale, 27 mars 1878 : 40 hommes tués. — La fumée et la flamme sont sorties par le puits. Un incendie se déclara dans les travaux.

Haydock, 7 juin 1878 : 195 hommes tués (1). — Profondeur des travaux, 228^m. De la fumée et de la poussière furent lancées hors des puits. Mine sèche et poussiéreuse. Il n'a pas été possible de dire ni comment ni où l'explosion est survenue. On se servait de lampes de sûreté fermées à clef, et on ne tirait pas à la poudre dans le quartier où l'explosion a eu lieu.

Abercarne (sud du Pays-de-Galles), 11 septembre 1878 : 264 hommes tués. — Profondeur, 270^m environ. Un jet de flamme et une colonne de fumée noire s'élevèrent très-haut dans l'air au-dessus de la bouche du puits. L'incendie s'est déclaré dans les travaux. La mine était bien aérée, et l'on n'y connaissait aucune accumulation de grisou de quelque importance. Les travaux étaient exceptionnellement secs et contenaient beaucoup de poussière charbonneuse très-fine. On se servait de lampes de sûreté fermées à clef, et l'on ne tirait pas à la poudre.

Dinas (sud du Pays-de-Galles), 13 janvier 1879 : 63 hommes tués. — Profondeur du puits, 371^m. Les travaux s'étendaient sous une colline, où ils se trouvaient à une distance du jour de 450 à 550^m; ils étaient très-secs et poussiéreux. De petites accumulations de gaz explosibles s'y formaient de temps en

temps, mais non d'une importance suffisante pour expliquer le désastre. Le fond du puits principal fut rempli de débris provenant de ce que le boisage de la recette intérieure avait été renversé par l'explosion. Cette obstruction n'a pas encore été enlevée au moment où j'écris, et l'on n'a pu pénétrer dans les travaux, ni retirer les cadavres. J'ai visité cette mine plusieurs fois pendant les deux ou trois années qui ont précédé l'accident, et en connaissais bien les conditions générales. L'air qui avait balayé les chantiers, remplissant par conséquent près de la moitié du vide existant, *contenait toujours plus de 2 p. % de grisou*. Sous ce rapport, il ne différait pas essentiellement du retour d'air de la plupart des mines de *steam-coal* (charbon pour vapeur) du district, étant meilleur que dans les unes et moins bon que dans les autres. S'il ne s'y fût pas trouvé de poussières charbonneuses, j'aurais considéré cette mine comme comparativement sûre. Telle qu'elle était, je pressais vivement et fréquemment le directeur d'arroser les voies de roulage de manière à obtenir qu'elles fussent humides ou mouillées, et, avant l'accident, il avait fait préparer deux chariots d'arrosage dans ce but. A l'occasion de ma dernière visite avant l'explosion, cependant, je trouvai qu'on ne les avait pas mis en service, et je n'avais aucun pouvoir pour imposer mes vues. Le résultat a été exactement ce qu'on pouvait prévoir, et ce qui est sujet à arriver dans toute mine placée dans de semblables circonstances. Il est tout clair qu'avec 2 p. % de grisou dans le retour d'air, la plus faible bourrasque due à une explosion locale de grisou, ou à celle d'un coup de mine qui débourre, soulèvera une quantité de poussière suffisante pour augmenter la propor-

Quand il se produit de la fumée et de la suie ; quand de la poussière est projetée par l'orifice des puits ; quand le charbon, les roches et les bois ont l'apparence d'être carbonisés, apparence due à un dépôt superficiel de poussière de houille carbonisée ; quand, enfin, de grandes surfaces des parois de galeries sont trouvées en feu immédiatement après l'événement ; on peut sûrement conclure que les poussières charbonneuses ont joué dans l'explosion une part importante, sinon prédominante.

Comment
les poussières
mettent le feu
à la houille.

La manière dont les poussières charbonneuses agissent pour mettre le feu à la houille est probablement la suivante : — L'air parcourt rapidement une galerie dans un sens, en lançant une pluie continuelle de poussière charbonneuse contre les surfaces qui le dévient ou gênent sa marche ; à l'instant où la flamme vient à son tour parcourir cette galerie, cependant, la poussière charbonneuse est ramollie ; elle prend les propriétés d'un brai enflammé, adhère aux surfaces contre lesquelles elle est jetée, et s'accumule rapidement jusqu'à ce qu'elle forme une croûte d'une épaisseur plus ou moins grande, suivant la longueur du temps pendant lequel l'air continue à marcher dans le même sens. Si elle est assez épaisse pour conserver sa température élevée, et s'il lui est fourni immédiatement de l'air pur, elle continue de brûler, et bientôt le feu se communique au corps où la poussière adhère, bois ou charbon ; mais si la croûte est mince, ou si l'atmosphère ambiante ne peut favoriser la combustion, elle s'éteint. Dans ce second cas, la surface couverte d'une croûte ou couche de coke est vulgairement dite *carbonisée*.

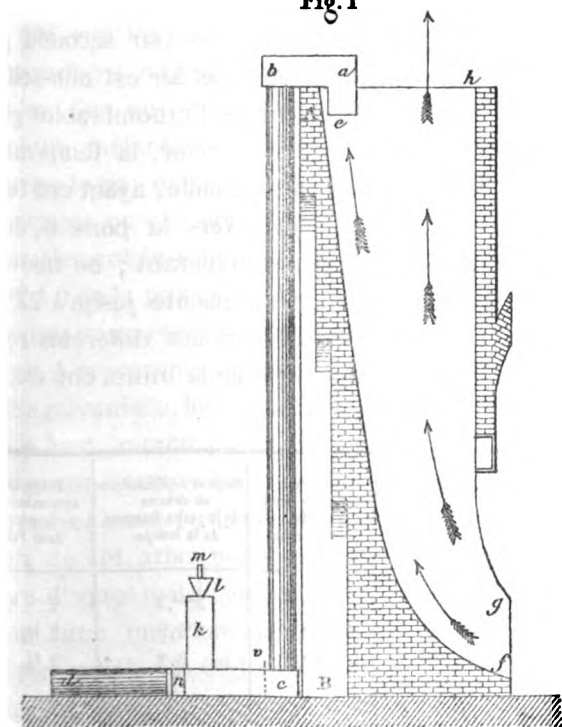
Nouvelles
expériences
sur les
mélanges d'air,

Dans le courant de l'année dernière, j'ai été mis à même de faire un grand nombre d'expériences sur des mélanges d'air avec du grisou et de la poussière de houille ; j'en dois remer-

directeur de la houillère de Llwynypia, et ses deux fils, M. Robert et William Hood, dont l'assistance a été pour moi d'une valeur inestimable. Les deux expériences que je me propose maintenant de décrire ont été faites à la mine de Llwynypia avec la poussière de houille et le grisou dont l'analyse a été donnée dans un précédent mémoire (*Bulletin*, 1877, n. 804 et 806).

Pour vérifier l'hypothèse que l'air du retour d'air d'une mine où le charbon dégage une grande proportion de grisou, peut être rendu inflammable par une addition de poussière de houille, j'ai fait construire à la mine de Llwynypia un appareil placé près du ventilateur Guibal, dans une position telle qu'un courant d'air du puits de sortie pouvait à volonté la traverser.

Fig. 1



La Fig. 1 en représente la disposition dans son ensemble ; *efgh* est la cheminée du ventilateur, par laquelle tout l'air venant des travaux, s'élevant à 37 ou 38 mètres cubes par seconde, est rejeté dans l'atmosphère ; *abcd* est un tuyau recourbé formé en partie de caisses en bois, à section carrée, en partie de tuyaux cylindriques en tôle. L'extrémité *a* passe au-dessus de la cheminée du ventilateur et pénètre même un peu en dedans ; l'autre extrémité *cd* repose sur le sol extérieur. *k* est un branchement vertical ayant la même section que les autres parties en bois du conduit ; le sommet de ce branchement est couvert et muni d'une trémie *l* ; cette trémie, qu'on peut fermer par une cheville en bois *m*, sert à interdire la poussière. *v* est un registre par le moyen duquel la vitesse du courant peut être réglée ; *n* est une petite porte.

Quand le registre régulateur est ouvert entièrement, un fort courant d'air vicié, s'élevant à 0^m,588 par seconde, passe à travers l'appareil, et s'échappe en *d*. Cet air est non-seulement saturé d'eau, mais il contient encore d'innombrables globules d'eau en suspension. Le 5 octobre dernier, la température de cet air était de 20°,7. Une lampe à huile, ayant une bonne et forte flamme, fut placée en dedans vers la porte *n*, de façon à ce que la flamme fût au centre du courant ; on trouva alors que la température de l'air avait augmenté jusqu'à 23°,6. La température, la quantité et la nature des différents courants de sortie d'air des divers quartiers de la mine ont été, le 11 avril 1878 :

L'élévation de température due à la lampe placée dans l'appareil n'est donc pas anormale. La trémie ayant été remplie de poussière de houille, la cheville *m* fut légèrement soulevée et agitée en tous sens de manière à déterminer l'entrée de la poussière dans la chambre *k*. Le résultat immédiat fut l'apparition d'une grande flamme d'un rouge très-vif à l'extrémité *d* du tuyau. La longueur de la partie visible de cette flamme varia de 1^m,80 à 2^m,40, et son plus grand diamètre de 0^m,60 à 0^m,75 ; elle était accompagnée de grands volumes de fumée noire et de poussière. Le tuyau *d* devint bientôt si chaud qu'on ne pouvait en approcher de près.

Le retour d'air
d'une mine
grisouteuse
est
rendu explosible
par
une addition
de poussière.

La seconde expérience fut faite en vue de mettre en évidence les effets d'une explosion de grisou dans une mine sèche et poussiéreuse. Une partie de l'appareil représente une galerie avec des poussières charbonneuses répandues sur le sol, aussi bien que sur les bois placés horizontalement, le boisage et autres surfaces rugueuses se trouvant au toit et sur les parois latérales. Une autre partie représente une cavité du toit, contenant un mélange explosible de grisou et d'air. Quand on enflamme le gaz explosible, la flamme balaie la galerie, le bouleversement qu'elle produit soulève la poussière, et le résultat est exactement le même que dans l'expérience précédente. Les Fig. 2 à 6 de la page suivante montrent tout ce qui est nécessaire pour comprendre l'appareil et l'expérience. Dans toutes les figures, A représente la cavité ou *cloche* du toit : c'est un tuyau de tôle galvanisée, long de 1^m,20 et de 0^m,38 de diamètre, fermé par le haut, ouvert par le bas. Le couvercle du haut est muni d'un presse-étoupes qui permet à un petit arbre vertical de le traverser sans permettre le passage de l'air. La partie inférieure de cet arbre porte un ventilateur qui consiste en un mince disque métallique de 0^m,28 de diamètre, ayant au centre une ouverture de 0^m,10 de diamètre, et avec des palettes radiales de 0^m,038 de hauteur à sa surface supérieure. Quand ce ventilateur tourne, les palettes, qui touchent presque

le couvercle du cylindre, projettent l'air du centre à la circon-

Fig. 2

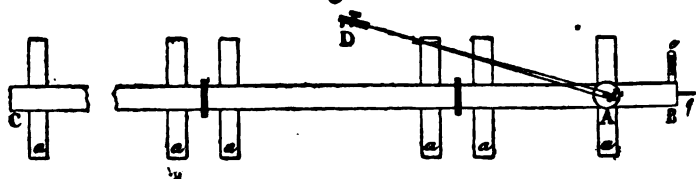


Fig. 3

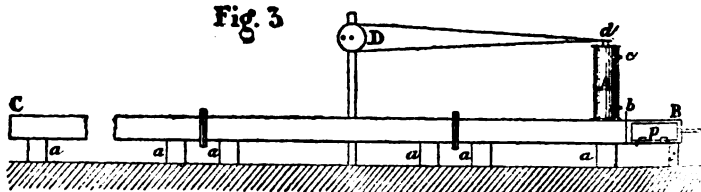


Fig. 4

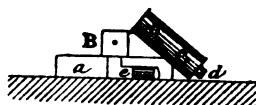


Fig. 5

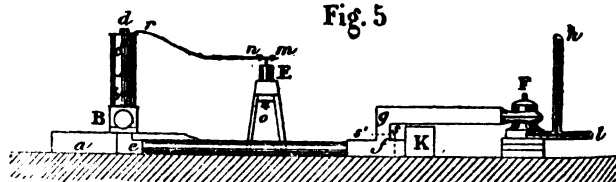
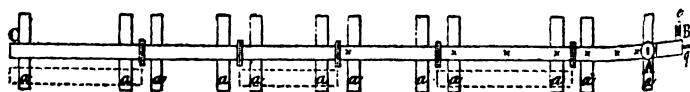


Fig. 6



férence et en appellent de nouvelles quantités par le trou central du disque. Immédiatement en dessous du trou du disque,

et concentriquement avec lui, est placé un petit tuyau de tôle de 0^m,10 de diamètre, dont la partie supérieure touche presque le disque, tandis que la partie inférieure descend jusqu'à environ 0^m,10 à 0^m,12 du fond du cylindre. Quand on fait tourner rapidement le ventilateur, l'air parcourt le tuyau central avec une vitesse de 2^m,35 par seconde. A la partie supérieure, l'arbre vertical porte une petite poulie à gorge, *d*, qui est commandée par l'intermédiaire d'une corde sans fin, par une autre poulie à gorge plus grande, *D*.

La base de ce cylindre *A* repose sur un cercle en fer vissé à la partie supérieure d'une caisse en bois *BC* représentant une galerie et encadrant une ouverture correspondante de la paroi de la caisse. Le cylindre est fixé à ce cercle en fer par une charnière qui lui permet d'être renversé dans la position montrée par la Fig. 4. Quand on veut le tenir dans la position verticale que montrent les autres figures, on l'assujettit par une vis placée sur le cercle en fer du côté opposé à la charnière.

La galerie *BC* se compose d'une ligne de caisses en bois, carrées, ayant 0^m,35 de côté à l'intérieur, et ayant ensemble une longueur de 24^m,25. Le centre du cylindre *A* est à 1^m,52 de l'extrémité *B*, et presque en dessous, au point *b*, se trouve placé un registre, au moyen duquel une partie de la galerie, vers *B*, peut être isolée du reste. Les diverses caisses ont de larges brides en bois qui sont placées jointives quand on veut former une galerie, mais rien ne les assujettit les unes aux autres; elles reposent sur des tasseaux de bois *a, a, ...* et quelques-unes d'entre elles peuvent être enlevées sans déranger celles entre lesquelles elles sont comprises; c'est ce que montrent les pointillés de la Fig. 6.

Près de l'extrémité *B* est un cylindre en tôle de 0^m,92 de long sur 0^m,254 de diamètre, fermé à chaque extrémité, et portant en *g* un tuyau d'introduction de vapeur, et en *e* un tuyau d'échappement pour l'eau condensée et pour la vapeur.

A la même extrémité se trouve aussi un branchement e/g , conduisant vers k , qui n'est autre chose que la partie cd de l'appareil de la Fig. 1. Ce branchement est aussi relié à un ventilateur soufflant F , mû par une machine rotative (turbine à vapeur), dont l et h sont les conduites d'arrivée et d'échappement.

Le tuyau amenant le grisou du sol, et dont il est parlé dans mon premier mémoire (*Bulletin*, 1877, p. 803), est disposé de façon à envoyer le gaz dans l'ouïe du ventilateur comme dans les premières expériences. On comprend donc qu'on peut ainsi faire parcourir la galerie BC, de B vers C, par des courants d'air de nature très-variée. Ainsi, si le registre s est ouvert, le registre s' étant fermé, le retour d'air du puits de sortie passe à travers l'appareil pour sortir en C; mais si s' est ouvert et s fermé, le retour d'air est interrompu, et, en mettant en mouvement le ventilateur F , nous obtenons soit de l'air pur, soit un mélange d'air et de grisou dans les proportions que nous désirons. Dans chaque cas, aussi, l'air passe sur le cylindre à vapeur p , qui l'échauffe, de sorte que, même quand on emploie l'air du puits de sortie, l'intérieur de la galerie CD peut être maintenu sec.

L'intérieur du cylindre A (Fig. 5) est garni de douves en bois de 0^m,05 environ d'épaisseur; la capacité de ce cylindre est d'environ 0^m³,131. Afin d'obtenir le mélange explosif demandé, le cylindre E, de 0^m,20 de diamètre et 0^m,61 de long, est rempli de grisou, dont une certaine quantité, mesurée, est ensuite envoyée dans l'intérieur du cylindre A par le tube de caoutchouc rn ; cela se fait en admettant de l'eau par un autre tuyau de caoutchouc fixé au point o . En même temps que le gaz s'écoule dans le cylindre A, au sommet de ce cylindre, on laisse échapper de l'air près du bas, au point b , en enlevant une cheville placée dans ce but, et qu'on remet en place dès que l'opération est faite. Le volume du grisou employé peut s'élever à 0^m³,013, soit 13 litres. Le cylindre E est rempli de

nouveau de grisou en fermant un robinet d'arrêt *n*, ouvrant le robinet *m*, relié au tuyau de grisou par un tube de caoutchouc non figuré dans le dessin, et abaissant le seau d'eau au-dessous du fond du cylindre E. Avant d'admettre le grisou dans le cylindre A, on place un diaphragme en papier entre la base de ce cylindre et le cercle en fer dans lequel il est encastré, de façon à l'isoler de la galerie BC. Le mélange explosible du cylindre A est enflammé par l'étincelle d'une machine magnéto-électrique de MM. Cross frères, de Cardiff, qui me l'ont obligeamment prêtée en vue de ces expériences. Les fils passent à travers une cheville en *b*, et sont amenés ensemble jusqu'au dedans du cylindre.

La manière de produire un mélange explosible dans le cylindre A est maintenant suffisamment claire; je répéterai néanmoins la description des opérations dans leur ordre régulier. Quand le cylindre est dans la position indiquée par la Fig. 4, on pose plusieurs feuilles de papier sur l'ouverture qu'il laisse au-dessus de la galerie; on relève alors le cylindre dans sa position verticale, et on l'assujettit au moyen de la vis. On enlève le bouchon *b* et l'on fait écouler du grisou par le tuyau *rn*, déplaçant ainsi un volume correspondant d'air, qui s'échappe en *b*. Aussitôt que le volume voulu de gaz est obtenu, on ferme le robinet *r* et on replace le bouchon *b*. On fait alors tourner la roue motrice D à la vitesse d'environ 80 tours par minute; 25 ou 30 tours ont été reconnus parfaitement suffisants pour effectuer un mélange parfait.

Cela fait, par une étincelle de la machine magnéto-électrique, on détermine l'explosion.

Quand il n'y a pas de poussière de houille dans la galerie BC, la flamme de l'explosion de grisou ne s'étend pas à plus de 2^m,20 à 2^m,75 au-delà du cylindre A. Il est entendu que le registre doit être toujours fermé immédiatement avant le passage de l'étincelle.

Quand la galerie, au contraire, contient de la poussière de

houille répandue sur le sol et sur quelques planchettes dont j'indiquerai plus loin la disposition, et quand elle est remplie avec l'air du puits de sortie, la flamme de l'explosion la parcourt sur toute sa longueur et détone dans l'air à des distances variant de 1^m,20 à 4^m,60 au-delà de l'extrémité C. D'abord, je pensai que la galerie de bois pourrait être prolongée indéfiniment avec le même résultat ; mais en ajoutant une autre caisse à l'extrémité C, je fus surpris de voir que je ne pouvais, par aucun moyen, faire parcourir à la flamme plus de la moitié ou des deux tiers de la distance qu'elle parcourait auparavant ; j'en vins à conclure que l'impulsion initiale qui soulève la poussière est insuffisante pour surmonter la résistance qu'elle éprouve dans les conditions ainsi modifiées.

Une autre fois, j'avais 18^m,30 de longueur de caisses presque étanches préparées, pensant par ce moyen empêcher de se perdre l'énergie de l'onde produite par l'explosion de grisou ; mais là, encore, je trouvai qu'il était impossible de faire parcourir à la flamme une distance de plus de 9 à 12 mètres de l'origine, et dans ce cas je conclus que la partie expansive de l'onde éteignait la flamme de la poussière de houille. Les meilleurs résultats ont été obtenus quand les caisses en bois ont des joints ouverts à la jonction des planches dont elles sont formées.

La température du courant d'air parcourant la galerie variait depuis 23^o,3 près du cylindre d'explosion, jusqu'à 15^o,6 à l'extrémité C. Les planchettes de bois dont il a été parlé plus haut étaient par groupes de trois (les unes au-dessus des autres à égales distances) et avaient 0^m,15 environ de largeur. Un groupe était placé à chacun des points marqués par une croix dans la Fig. 6 ; et une brique était posée de façon à obstruer le passage en dessous de la planchette inférieure, aux 1^{er}, 3^{me} et 4^{me} groupes, afin d'obliger la force de l'explosion à s'exercer plus énergiquement pour balayer et entraîner la poussière de ces planchettes et la mêler à l'air.

Les dispositions au moyen desquelles je devais pouvoir me servir ou d'air pur, ou d'air pur mélangé de grisou, n'ont été complètes qu'au moment où le temps est devenu trop mauvais pour pouvoir continuer les expériences, qui, j'ai à peine besoin de le dire, avaient lieu en plein air. J'ai cependant obtenu des résultats suffisants pour montrer que l'absence de grisou, même de la faible proportion contenue dans le retour d'air de la mine de Llwynypia, fait une grande différence dans la force de l'explosion et la distance que la flamme parcourt dans la galerie. J'ai trouvé aussi que quand 2 p. % de grisou sont ajoutés au courant d'air pur entrant dans le ventilateur F, les résultats obtenus étaient encore meilleurs qu'avec le retour d'air de la mine.

Quoique cet appareil semble être fait sur une échelle trop petite pour résoudre d'une façon définitive la question des poussières charbonneuses, je pense que les résultats qu'il m'a permis d'obtenir sont suffisamment concluants pour me permettre d'affirmer qu'une explosion de grisou, se produisant dans une mine sèche, est susceptible de recevoir une extension indéfinie du fait du mélange d'air et de poussières charbonneuses produit par le bouleversement que l'explosion initiale occasionne.

Une explosion locale de grisou est indéfiniment étendue par les poussières.

Les dangers dûs à la présence des poussières charbonneuses dans les mines sèches peuvent être très-facilement évités par un arrosage abondant des principales voies de roulage par où passent les courants d'air qui se dirigent vers les chantiers et en reviennent. Par exemple, la mine de Llwynypia, qui était précédemment une des plus sèches et des plus poussiéreuses du bassin du Sud du Pays-de-Galles, est maintenant constamment entretenue humide ou mouillée par l'emploi journalier d'environ 8200 litres d'eau. Le volume d'air parcourant cette mine est d'au moins 37^m³,600 par seconde, et sa production de houille dépasse, en moyenne, 800 tonnes par jour.

Arrosage des galeries; exemple de la mine de Llwynypia.

Arrosage
avec
une solution
de chlorure
de calcium.

Au commencement de ce mois (mars 1879), le professeur G.-G. Stokes m'a donné l'idée que si l'on employait, pour l'arrosage des galeries de mine, une faible dissolution de chlorure de calcium, au lieu d'eau ordinaire, ce sel déliquescent tendrait à retarder l'évaporation, et l'on n'aurait pas besoin d'une quantité d'eau aussi grande pour maintenir les travaux humides (1). En conséquence, j'ai commencé des expériences avec cette dissolution dans une mine sèche, mais elles ne sont pas encore suffisamment avancées pour me permettre de donner ici des résultats.

(1) Ce procédé a été essayé au puits Jabin, à Saint-Etienne, en 1876, et n'a pas donné les résultats qu'on en attendait. — CH.

NOTE

SUR

LA RÉSISTANCE D'UN CYLINDRE CREUX, SIMPLE OU COMPOSÉ,
SOU MIS A UNE PRESSION INTÉRIEURE,

Par M. ROLLET,

Ingénieur à l'usine du Creusot.

L'étude de la résistance d'un cylindre creux, simple ou composé, soumis à une pression intérieure, a été l'objet de travaux de différents auteurs ; leur but était surtout la résistance des bouches à feu. Les uns, partant de la loi de l'américain Barlow, qu'ils admettaient comme empirique, s'en sont tenus à quelques conclusions incomplètes et quelquefois erronées ; au contraire, le colonel Virgile, depuis général de l'artillerie de la marine, a traité la question aussi complètement que possible (1).

Mon but, dans cette note, est de montrer par des calculs simples et courts comment varient les tensions dans un cylindre creux, soumis, soit à une pression intérieure, soit à une pression extérieure, et les conséquences qu'on en déduit, pour l'application, dans la pratique, des cylindres creux concentriques superposés. Je dois dire que la simplification de mes calculs n'a été obtenue qu'en faisant quelques petits sacri-

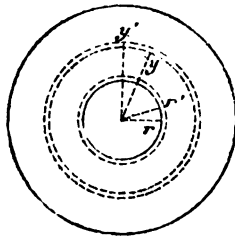
**LOI DES TENSIONS DANS UN CYLINDRE CREUX SOUMIS A UNE
PRESSION INTÉRIEURE (ou LOI DE BARLOW).**

Les tensions des différentes couches concentriques d'un cylindre creux soumis à une pression intérieure sont entre elles dans le rapport inverse des carrés de leurs rayons.

Je rappellerai, avant de passer à la démonstration de cette loi, que, par expérience, les tensions des fibres, de même longueur et de même matière homogène, soumises à des efforts de tractions longitudinaux différents, sont proportionnelles aux allongements correspondants, pourvu que la limite d'élasticité de la matière n'ait pas été dépassée (1). Nous pourrons donc, pour les fibres d'un même corps homogène, représenter les rapports des tensions par les rapports des allongements élastiques qui leur correspondent.

Soit alors un cylindre creux de rayon intérieur r , et soit y le rayon d'une couche concentrique faisant partie de ce cylindre, r' et y' ce que deviennent ces rayons, le cylindre étant soumis à une pression intérieure :

N°1



$$2 \pi r' - 2 \pi r$$

sera l'allongement total de la couche de rayon r ; d'où :

$$\frac{2 \pi (r' - r)}{2 \pi r} = \frac{r' - r}{r}$$

sera l'allongement élastique unité de la couche concentrique r .

De même
$$\frac{2 \pi (y' - y)}{2 \pi y} = \frac{y' - y}{y}$$

sera l'allongement élastique unité de la couche concentrique y ;
et d'après ce qui précède, le rapport de ces allongements est
égal au rapport des tensions que nous appellerons t pour la
couche r et x pour la couche y , d'où :

$$\frac{t}{x} = \frac{r' - r}{y' - y} \times \frac{y}{r}. \quad (1)$$

Le cylindre creux de rayons r et y a pour section $\pi (y^2 - r^2)$; le cylindre creux de rayons r' et y' a pour section $\pi (y'^2 - r'^2)$, et si nous admettons que ces deux sections soient égales — ce qui n'est pas rigoureusement exact, mais très-approché — nous aurons donc :

$$\pi (y^2 - r^2) = \pi (y'^2 - r'^2),$$

d'où :
$$r'^2 - r^2 = y'^2 - y^2,$$

soit $(r' + r) (r' - r) = (y' + y) (y' - y),$

et
$$\frac{r' - r}{y' - y} = \frac{y' + y}{r' + r}. \quad (2)$$

Remplaçons dans (1), $\frac{r' - r}{y' - y}$ par sa valeur (2) :

$$\frac{t}{x} = \frac{y' + y}{r' + r} \times \frac{y}{r};$$

faisons $y' = y + \delta$, $r' = r + \delta'$:

$$\frac{t}{x} = \frac{2y + \delta}{2r + \delta'} \times \frac{y}{r} = \frac{2y^2 + \delta y}{2r^2 + \delta' r};$$

dans la pratique, δy et $\delta' r$ sont des quantités très-petites par rapport à $2y^2$ et $2r^2$ (1), nous pouvons donc les supprimer sans crainte d'erreur sensible, il reste alors :

(1) L'allongement élastique unité des aciers fondus ou puddlés, durs ou doux, recuits ou non recuits, trempés ou non trempés, des fers et des

$$\frac{t}{x} = \frac{y^2}{r^2}. \quad (3)$$

Les tensions t et x de deux couches concentriques r et y , d'un cylindre creux soumis à une pression intérieure, sont donc entre elles dans le rapport inverse des carrés de leurs rayons, abstraction faite des deux causes d'erreurs très-faibles signalées.

**LOI DES COMPRESSIONS DANS UN CYLINDRE CREUX SOUMIS
A UNE PRESSION EXTÉRIEURE.**

L'expérience a démontré que les compressions des fibres de même longueur et de même matière homogène, soumises à des efforts de pression longitudinaux différents, sont proportionnelles aux raccourcissements correspondants en deçà de la limite à l'écrasement, et que compressions et raccourcissements élastiques ont même mesure que tension et allongements élastiques; donc en répétant nos calculs, nous démontrerions que : *Les compressions des différentes couches concentriques d'un cylindre creux soumis à une pression extérieure, sont entre elles dans le rapport inverse des carrés de leurs rayons ou de leurs distances à l'axe.*

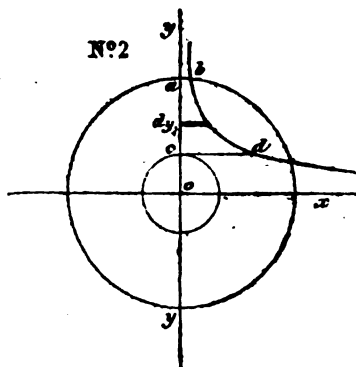
fontes, soumis à la tension de 1^k par $\pi/4$ de section étant sensiblement de $\frac{1}{20000}$, δy et $\delta' r$, sous cette tension, auront respectivement pour valeur $\frac{2y^2}{40000}$ et $\frac{2r^2}{40000}$, puisque $2\pi\delta = 2\pi y \times \frac{1}{20000}$, d'où $\delta y = 2y^2 \times \frac{1}{40000}$ et de même pour $\delta' r$.

L'allongement élastique unité du bronze soumis à la tension de 1^k par $\pi/4$ de section, étant sensiblement de $\frac{1}{10000}$, δy et $\delta' r$ auront alors pour

$2\pi^2$ $2\pi^2$

Tension totale d'un cylindre creux soumis à une pression intérieure, pour une tension donnée t de la couche intérieure.

Considérons le cylindre creux o , de rayons r et R , soumis à une pression intérieure, et traçons la courbe des tensions de



ses couches concentriques d'après la formule $\frac{t}{x} = \frac{y^2}{r^2}$ ou $xy^2 = tr^2$; la tension d'un élément très-petit de longueur unité, pris dans le plan oy passant par l'axe du cylindre a pour mesure :

$$x dy,$$

et la tension totale S du cylindre suivant le plan oy aura pour mesure la somme des surfaces élémentaires $x dy$, somme limitée par la surface $abcd$.

Or, la relation $xy^2 = tr^2$ nous donne successivement :

$$x = tr^2 y^{-2}$$

$$x dy = dS = tr^2 y^{-2} dy$$

$$S = \int_r^R tr^2 y^{-2} dy$$

$$tr^2$$

$$S = -\frac{tr^2}{R} + tr$$

$$S = tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) \quad (4)$$

La pression intérieure que nous appellerons p est liée à la tension t de la couche intérieure, par l'équation :

$$p + 2r = 2 + tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$$

d'où l'on tire :

$$p = tr \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) \quad (5)$$

et si p , t et r sont donnés, l'épaisseur $e = R - r$ s'obtiendra en retranchant r de la valeur R donnée par (5).

$$R = \frac{tr}{t - p}$$

$$e = R - r = \frac{pr}{t - p} \quad (6)$$

Le graphique de la courbe des tensions montre avec quelle rapidité elles diminuent, suivant les valeurs successives de y , lorsque l'épaisseur du cylindre rapportée au rayon intérieur est un peu grande, et le peu d'augmentation de la tension totale qui résulte d'une augmentation d'épaisseur du cylindre.

Pour $R = \infty$ ou pour une épaisseur infinie, la relation (4) donne :

$$S = tr$$

et la relation (5) :

$$p = t -$$

l'axe des y qui représenterait les tensions égales pour chaque fibre de la tôle.

Soit une chaudière de $1.200^m/m$ de diamètre intérieur, l'épaisseur de la tôle étant $15^m/m$ et la tension t de travail égale à 3 kil.

D'après nos formules :

$$S = 3 \times 600 \left(\frac{1}{600} - \frac{1}{615} \right) = 43^k,902$$

tandis que d'après le calcul employé dans les ateliers de constructions :

$$S = 3 \times 15 = 45^k.$$

Nous aurions de même pour la pression par centimètre carré :

$$p' = p \times 100 = 3 \times 600 \left(\frac{1}{600} - \frac{1}{615} \right) 100 = 7^k,317$$

et par le calcul employé dans les ateliers, $7^k,500$. Ce qui correspond à une différence d'épaisseurs de tôle insignifiante ; ici elle serait pour $p' = 7^k,317$:

$$0^m,015 - 0^m,014634 = 0^m,000366.$$

Soit encore un cylindre creux en fonte de $100^m/m$ pour le diamètre intérieur et de $300^m/m$ pour le diamètre extérieur, et admettons 12 kil. pour la tension par m/m^2 qui correspond à la limite d'élasticité, la plus grande valeur de S sera :

$$12 \times 50 \left(\frac{1}{50} - \frac{1}{150} \right) = 400^k$$

et la pression intérieure p par m/m^2 , correspondante,

$$p = 12 \times 50 \left(\frac{1}{50} - \frac{1}{150} \right)$$

et par centimètre carré :

$$p' = p \times 100 = 12 \times 50 \left(\frac{1}{50} - \frac{1}{150} \right) 100 = 800^k.$$

$$\frac{2 (150 - 50) 12 \times 100}{2 \times 50} = 2400^k,$$

valeur qui, rapprochée de celle plus haut, indique l'erreur que l'on commet.

La valeur maximum de p qui est t pour $R = \infty$, explique la facilité avec laquelle on brise d'énormes blocs de fonte, lours de hauts-fourneaux, etc., au moyen d'un coup de mine. En effet, dès que la pression p' par centimètre carré a dépassé $t \times 100 = 1200^k$, pour t limite $= 12^k$, quelle que soit du reste l'épaisseur du bloc, la limite d'élasticité des couches intérieures du trou de mine a été dépassée, ce qui, dans ces conditions, équivaut ordinairement pour la fonte, à une rupture certaine de ces couches, laquelle se propage à distance sous l'effet des vibrations ou des tensions multiples qui se sont développées sous le choc, tensions qui, ainsi que je me propose de le faire voir plus tard, ont participé à la rupture des premières couches, ce qui a rendu la pression 1.200^k plus que suffisante dans ce cas.

Il serait très-simple d'établir les formules qui relient la compression et les rayons du cylindre à une pression extérieure, mais l'industrie ne paraît pas présenter d'application de ce cas. Les cuvelages des puits de mine se rapprochent des chaudières à vapeur, comme rapport de l'épaisseur e au rayon r , et les ouvrages en maçonnerie ne présentent pas l'homogénéité que comportent ces calculs.

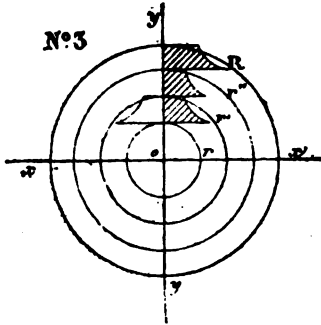
Faire participer les couches extérieures d'un cylindre creux

par allongement de ses couches intérieures, sous une pression intérieure suffisante.

Tubage (ou frettage).

VALEUR DE LA TENSION TOTALE.

Admettons un cylindre creux composé de plusieurs cylindres superposés, la matière pour chacun ayant même coefficient



d'élasticité. Si au repos ces cylindres n'exerçaient aucune pression les uns sur les autres, la tension totale serait donnée par $S = tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, r et R , rayons du cylindre composé, t tension de la couche de rayon r ; si, au contraire, ces cylindres exercent des pressions les uns sur les autres pendant le repos, telles que, pour une pression intérieure donnée, les couches intérieures de chacun soient distendues suivant des tensions respectives $t, t', t'' \dots t^n$, la somme des tensions sera :

$$S = tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{r'} \right) + t'r'^2 \left(\frac{1}{r'} - \frac{1}{r''} \right) + \dots t^n r^{n^2} \left(\frac{1}{r^n} - \frac{1}{R} \right),$$

$r, r', r'', \dots r^n$, rayons intérieurs des cylindres.

les uns sur les autres ; en effet, le cylindre au repos, d'abord, puis soumis à une pression intérieure augmentant progressivement, il viendra un moment où la compression de la couche intérieure sera égale à 0, et la surface de la courbe des tensions égale à 0 d'abord, ou à deux parties égales et de signes contraires, aura augmenté de $\theta r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$; la pression allant en augmentant jusqu'à une valeur, pour la tension de la couche intérieure, égale à t , la surface de la courbe augmentera encore de $t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, et la somme totale des tensions deviendra :

$$S = \theta r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) + t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) \quad (7)$$

VALEUR MAXIMUM DE LA TENSION TOTALE S.

Comme θ a même limite que t , la somme (7) sera maximum pour $\theta = t$ limite, d'où :

$$S = 2 t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) \quad (8)$$

Ainsi la limite de la tension totale est indépendante du nombre des cylindres composants.

VALEUR t' , LIMITE INFÉRIEURE DU TUBE EXTÉRIEUR.

Soit un cylindre creux composé de deux cylindres superposés, leur rayon étant r et ρ pour le cylindre intérieur, et ρ et R pour le cylindre extérieur, et cherchons t' , tel que $S = 2 t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$.

$$S = tr^2 \left(\frac{r}{1} - \frac{1}{\rho} \right) + t' \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) = 2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$$

$$t' \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) = tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right) + 2 tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right)$$

$$t' = \frac{2 tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) + tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right)}{\rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right)}$$

$$\text{ou : } t' = \frac{tr}{\rho^2} \left(\frac{2\rho(R-r) - R(\rho-r)}{R-\rho} \right) \quad (9)$$

qui est une valeur minimum.

Pour un cylindre composé de un cylindre intérieur en bronze et de un cylindre extérieur en fer ou acier, nous aurons pour déterminer t' , sachant que le coefficient d'élasticité du bronze est double de celui du fer ou de l'acier :

$$\text{Surf. } t' \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) = \frac{1}{2} \text{surf. } tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right) + 2 \text{surf. } tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right),$$

$$\text{d'où : } t' = \frac{tr}{\rho^2} \left(\frac{R(\rho-r)}{2(R-\rho)} + 2r \right). \quad (9 \text{ bis.})$$

Quant à la somme maximum des tensions, exprimée en tension t du bronze, nous l'obtiendrons en ajoutant à la surface de tension du cylindre en bronze le double de la surface de tension du cylindre en fer ou acier :

$$S = tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right) + tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right) + 4 tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right),$$

$$\text{ou : } S = 2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right) + 2 tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right), \quad (8 \text{ bis.})$$

où t prend sa valeur maximum.

sa valeur maximum $2 t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, ce dont on s'assurera facilement en vérifiant si $t' \geq$ que sa valeur (9).

Nous aurons successivement pour déterminer ρ'' , valeur du rayon intérieur du cylindre extérieur avant la superposition, et ρ' valeur du rayon extérieur du cylindre intérieur avant la superposition :

$$t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right) = t_1 \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right),$$

t_1 tension de la couche ρ du cylindre extérieur pendant le repos, qui a pour valeur $\frac{2 \pi (\rho - \rho'')}{2 \pi \rho''} = \frac{\rho - \rho''}{\rho''}$, d'où remplaçant t_1 par cette valeur

$$t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right) = \frac{\rho - \rho''}{\rho''} \times \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right),$$

d'où l'on déduit :

$$\rho'' = \frac{\rho}{1 + \frac{t R r (\rho - r)}{\rho^2 (R - \rho)}}; \quad (10)$$

d'autre part, l'équation (3) nous donne pour valeur t_2 , compression de la couche de rayon ρ du cylindre intérieur :

$$t_2 = \frac{t r^2}{\rho^2},$$

et comme :
$$t^2 = \frac{2 \pi (\rho' - \rho)}{2 \pi \rho'} = \frac{\rho' - \rho}{\rho'},$$

nous aurons :
$$\frac{\rho' - \rho}{\rho'} = \frac{t r^2}{\rho^2},$$

2^{me} cas. — La somme des tensions est indéterminée, ne pouvant être supérieure à $2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$ elle sera = ou $< 2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$.

Nous calculerons d'abord $t' \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right)$, si cette valeur = ou $> tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) + 2 tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right)$, nous suivrons le calcul ci-dessus, 1^{er} cas; si cette valeur est $< tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) + 2 tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right)$, nous calculerons la valeur de t_1 comme suit :

$$t' \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) - 2 tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) = t_1 \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right),$$

qui donne :
$$t_1 = \frac{\rho - \rho''}{\rho''} = t' - \frac{2 tr^2}{\rho^2},$$

d'où :
$$\rho'' = \frac{\rho}{1 + t' - \frac{2 tr^2}{\rho^2}}. \quad (10 \text{ bis.})$$

Appelons t_0 la compression du cylindre intérieur pendant le repos, nous aurons pour déterminer sa valeur de t_2 :

$$t_2 = t_0 \frac{r^2}{\rho^2},$$

la relation $t_0 r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) = t_1 \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right)$, nous donne

$$t_2 = \frac{\rho' - \rho}{\rho'} = \left(\rho' - \frac{2tr^2}{\rho^2} \right) \left(\frac{R - \rho}{\rho - r} \right) \frac{r}{R},$$

$$\text{d'où : } \rho' = \frac{\rho}{1 - \left(t' - \frac{2tr^2}{\rho^2} \right) \left(\frac{R - \rho}{\rho - r} \right) \frac{r}{R}}, \quad (11 \text{ bis.})$$

et finalement :

$$\rho' - \rho'' = \rho \left(\frac{1}{1 - \left(t' - \frac{2tr^2}{\rho^2} \right) \left(\frac{R - \rho}{\rho - r} \right) \frac{r}{R}} - \frac{1}{1 + t' - \frac{2tr^2}{\rho^2}} \right). \quad (12 \text{ bis.})$$

ÉPAISSEUR DES DEUX CYLINDRES OU VALEUR DU RAYON ρ POUR S LE PLUS GRAND POSSIBLE, R ET r ÉTANT DONNÉS, AINSI QUE t ET t' .

1^{er} cas. — Les deux cylindres sont composés de matières de même coefficient d'élasticité.

La tension totale aura pour valeur :

$$S = tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) + t' \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) \quad (13)$$

qui a pour maximum obligé $2tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$.

Nous construirons la courbe (13) en faisant $S = y$, $x = \rho$,

$$y = tr - \frac{tr^2}{x} + t'x - \frac{t'x^2}{R},$$

puis prenant sur la ligne des y de la Fig. ci-après n° 4 une longueur $= 2tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, nous mènerons une parallèle à la ligne des x ; cette parallèle coupera la courbe, lui sera tangente ou extérieure.

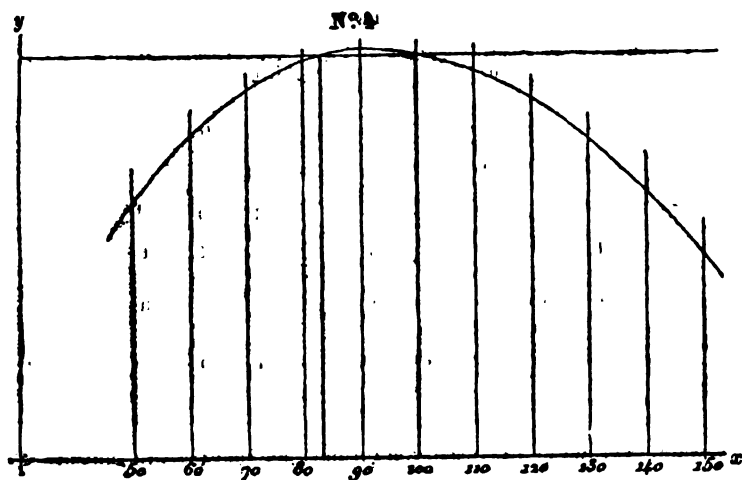
$$t = 8^k, \quad t' = 10^k$$

$$r = 50^m, \quad R = 150^m$$

$$tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) = 266,7$$

$$2tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) = 533,4$$

$$\rho = 83^m \text{ à } 100^m.$$



Si elle coupe la courbe, les valeurs x des deux points d'intersection donneront deux valeurs pour ρ . Les valeurs intermédiaires conviendraient également, S serait $> 2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$;

mais en supprimant la pression intérieure qui correspondrait à ce maximum de S , il y aurait écrasement des couches intérieures jusqu'à ce que θ , compression de la couche r , devienne égale à t , après quoi S prendrait pour valeur maximum $2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$; comme conséquence, le cylindre extérieur travaillerait sous une tension $t'' < t'$, que l'on déterminerait en faisant :

$$t'' \rho^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) - 2 tr^2 \left(\frac{1}{\rho} - \frac{1}{R} \right) = tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right);$$

d'autres considérations relatives aux influences des couches

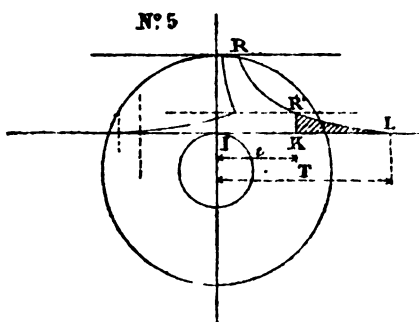
Si elle lui est extérieure, la tension totale sera $< 2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, et la valeur de ρ se déterminera par la tangente parallèle aux x dont le point de contact donnera S par son ordonnée y et ρ par son abscisse x .

2^{me} cas. — Le cylindre intérieur est en bronze, le cylindre extérieur en fer ou acier; on réduira la surface des tensions du cylindre en bronze de moitié, ce qui revient à faire $t = \frac{t_1}{2}$, t_1 représentant l'allongement élastique du bronze, et le reste comme dans le 1^{er} cas.

AUGMENTATION DE LA TENSION ÉLASTIQUE, EN FORÇANT LES COUCHES
INTÉRIEURES PAR UNE PRESSION SUFFISANTE.

Le cylindre simple peut donner pour sa tension sous une pression intérieure, $tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$; si les fibres travaillaient également, il donnerait $t(R-r)$; si $t(R-r) > 2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, nous pourrons, au moyen d'une pression des couches extérieures sur les couches intérieures, doubler la tension qui deviendra égale à $2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, 1^{er} cas; si $t(R-r) < 2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, la tension totale ne pourra atteindre sa limite $2 tr^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)$, 2^{me} cas.

On établira d'abord dans lequel des deux cas rentre le cylin-



devra prendre la couche de rayon r , pour que le cylindre se trouve ensuite dans les meilleures conditions de résistance; $RR'L$ la courbe correspondante, $t = Kl$, $KR'L$ la surface ou la somme des allongements permanents,

Nous aurons :

$$t_0 r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) + t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) = T r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) - \text{surf. } KR'L$$

$$\text{Surf. } KR'L = T r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{\rho} \right) - t(\rho - r), \quad (\rho \text{ rayon du point } R')$$

$$\text{comme } t \rho^2 = T r^2, \quad \rho = r \sqrt{\frac{T}{t}};$$

remplaçons ρ par sa valeur :

$$t_0 r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) + t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) = T r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) - T r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{\sqrt{t}}{r \sqrt{T}} \right)$$

$$- t r \left(\frac{\sqrt{T}}{\sqrt{t}} - 1 \right),$$

$$= T r^2 \left(\frac{\sqrt{t}}{r \sqrt{T}} - \frac{1}{R} \right) + t r \left(\frac{\sqrt{T}}{\sqrt{t}} - 1 \right),$$

$$= r \sqrt{T t} - \frac{T r^2}{R} + r \sqrt{T t} - t r$$

$$(t + t_0) \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) r^2 = 2 r \sqrt{t} \times \sqrt{T} - \frac{r^2}{R} \times T - t r;$$

faisant $T = x^2$ et divisant par $\frac{r^2}{R}$:

$$\begin{aligned}
 (t + t_0) R \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) R &= \frac{2R}{r} \sqrt{t} x - x^2 - \frac{tR}{r} \\
 x^2 - \frac{2R}{r} \sqrt{t} x + t \left(\frac{2R}{r} - 1 \right) + t_0 \left(\frac{R}{r} - 1 \right) &= 0 \\
 x &= \frac{R}{r} \sqrt{t} \pm \sqrt{\frac{R^2 t}{r^2} - t \left(\frac{2R}{r} - 1 \right) + t_0 \left(\frac{R}{r} - 1 \right)} \\
 T &= \left\{ \frac{R}{r} \sqrt{t} \pm \sqrt{\frac{R^2 t}{r^2} - t \left(\frac{2R}{r} - 1 \right) + t_0 \left(\frac{R}{r} - 1 \right)} \right\}^2 \quad (14)
 \end{aligned}$$

pour $t_0 = t$:

$$T = t \left(\frac{R}{r} \pm \sqrt{\frac{R^2}{r^2} - \left(\frac{3R}{r} - 2 \right)} \right)^2 \quad (14 \text{ bis.})$$

On prendra le radical avec le signe — qui convient pour $\rho = r \sqrt{\frac{T}{t}}$, compris entre r et R .

T étant déterminé, on en déduira la circonférence ou le diamètre du cylindre intérieur au moment où il sera forcé par la pression intérieure ; le diamètre extérieure se déduira du diamètre intérieur. Quant au rayon du cylindre forcé au repos, il sera égal à celui du cylindre non agrandi r divisé par $(1 - t_0)$:

$$\frac{r}{1 - t_0} \text{ ou } \frac{r}{1 - t}, \text{ si } t_0 = t.$$

Nous savons, d'autre part, que la pression nécessaire à l'agrandissement correspond à la tension :

$$\begin{aligned}
 t_0 r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) + t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) &\text{ ou à } 2 t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) \\
 p &= \frac{t_0 r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) + t r^2 \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right)}{r} = t_0 r \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) \\
 &\quad + t r \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right) \text{ ou } 2 t r \left(\frac{1}{r} - \frac{1}{R} \right),
 \end{aligned}$$

l'augmentation de résistance des fibres qui ont dépassé leur limite d'élasticité d'une aussi faible quantité étant négligeable.

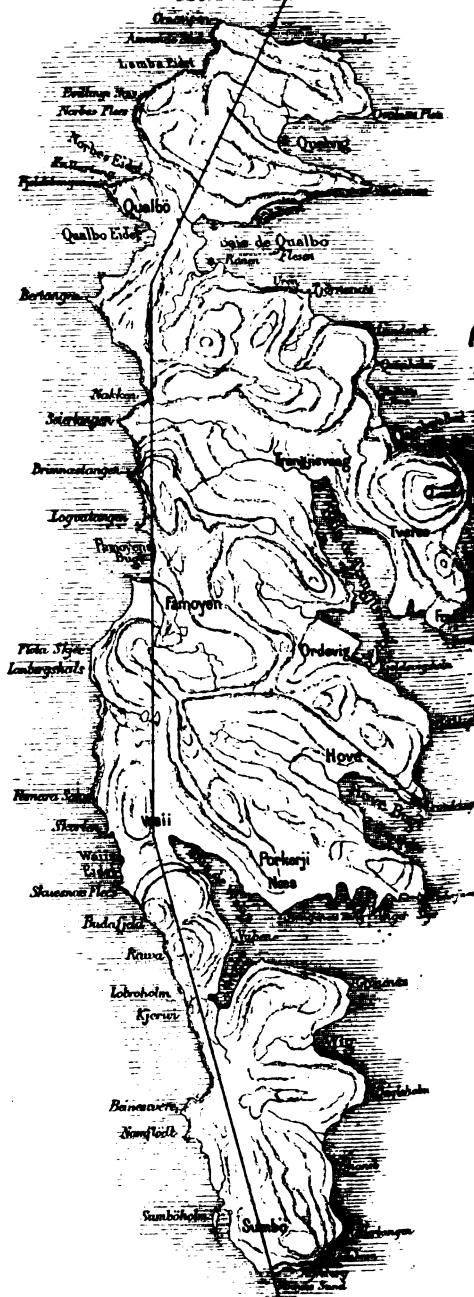
Comme on peut obtenir la même résistance à la tension élastique totale, soit par le tubage ou frettage, soit en forçant le cylindre par une pression intérieure suffisante, il semblerait en résulter que, dans la pratique, il n'y aurait pas lieu de se préoccuper, pour les cylindres capables d'un agrandissement permanent suffisant, du tubage ou frettage, s'il ne donnait d'autres avantages, ou de l'agrandissement préalable par pression intérieure, comptant que le cylindre simple se mettra dans les conditions d'un cylindre tubé ou fretté, s'il arrive qu'il soit soumis à une pression intérieure plus grande que celle dont il paraissait capable d'abord. Il y aurait, toutefois, à en excepter le cas où le cylindre extérieur apporte un surcroît de résistance à la tension élastique, comme lorsque le cylindre intérieur est en bronze et celui extérieur en fer ou acier. Indépendamment de la petite augmentation de diamètre qui en serait la conséquence, et de la perte des autres avantages que donne le tubage, tel que celui de pouvoir faire le tube ou la frette d'une matière moins sujette à la rupture accidentelle, suivant le genre de travail du cylindre, par pression brusque ou par pression progressive, on compromettrait plus ou moins gravement la résistance du cylindre ; car, ce que l'on cherche à éviter le plus dans la pratique, c'est d'approcher de la tension qui correspond à la limite d'élasticité : il faut encore compter avec les tensions multiples, de tous sens, qui n'entrent pas dans nos calculs, mais qui se développent généralement dans les pièces soumises à un travail quelconque, où elles exercent alors une action de rupture souvent prédominante. Les matières

En résumé, le tubage ou frettage d'un cylindre creux, en augmentant sa puissance de tension, maintient ses fibres, pour une même pression intérieure, à une plus grande distance de leur limite d'élasticité, ce qui équivaut à une augmentation de sécurité.

Creusot, le 18 octobre 1879.

CARTE DE SUDERÖE
(Archipel Ferrée)

B



Coupe de l'Île de Suderöe suivant A B.

Qualbö

Vallée de Trungjisoag

Principal étage Charbonnais

Famoyen

Waii

Lobro

Étage Cuprifère

Sumbó

Echelle des Longueurs.

Schelle des Hantars

Digitized by Google

ÉTUDE GÉOLOGIQUE SUR L'ILE DE SUDERÔE

(GROUPE DES FERRÔE)

GISEMENTS DE CHARBON DANS DES BASALTES

PAR

M. MAX. DE LANVERSIN, ingénieur civil des mines.

L'île de Suderøe fait partie de l'archipel des Ferrøe, possession danoise, qui a été maintes fois décrite au point de vue géographique.

Cet archipel est situé vers le 61° 35' de latitude Nord et 9° 20' de longitude Ouest de Paris, à peu près à égale distance entre l'Ecosse et l'Islande, et il présente avec elles certaines analogies au point de vue géologique, analogies qui ont été signalées par M. Durocher (1).

Suderøe, la plus méridionale des îles Ferrøe, s'étend du Nord au Sud sur une longueur de 25 à 30 kilomètres, et sa plus grande largeur de l'Est à l'Ouest est de 12 kilomètres environ. (Voir la petite planche ci-avant.)

Elle présente ce phénomène assez rare et assez curieux de couches de charbon régulières intercalées dans des assises de trapps et de basaltes; d'autre part on y trouve des schistes cuprifères. A ce double point de vue, son étude nous a paru intéressante à faire connaître. Chargé dernièrement d'explorer ces gisements de charbon, nous y avons fait un séjour de deux mois, et nous allons résumer l'ensemble de nos observations.

Sudérøe, l'île la plus méridionale de l'archipel des Ferrøe, est conformation

posées en concordance parfaite de stratification et s'étendant sur des surfaces considérables avec une très-grande régularité. Ces couches ont une inclinaison de 4° à 5° et leur ligne de plus grande pente est dirigée Nord 10° Est. De cette disposition d'ensemble, il résulte que la côte Ouest présente sur toute sa longueur une falaise à pic s'élevant à certains points jusqu'à 400 et 500 mètres ; cette côte, peu sinueuse, ne présente pas de ports et est généralement inabordable, tandis que vers l'Est et le Nord-Est le terrain s'abaisse graduellement en pentes douces et les différentes assises vont se perdre sous la mer.

De grandes vallées d'érosion traversent l'île de l'Ouest à l'Est, formant sur la côte Ouest des cols où la falaise s'abaisse, et sur la côte Est de grandes dentelures et une série de *fords* ou golfes qui sont des ports excellents, profonds et bien abrités, tels que ceux de Vaù, Trangiswaag et Qualbõ. L'aspect général de l'île est une suite de massifs montagneux abruptes, sur les flancs desquels les diverses assises basaltiques à découvert forment une succession de terrasses ou d'escaliers faciles à distinguer, ce qui leur donne une certaine analogie d'aspect avec les montagnes calcaires arides et décharnées de la Provence.

Grandes divisions
géologiques.

Les falaises de l'Ouest, coupées à pic, présentent une section admirable et des plus pittoresques de cette puissante formation. On y voit les diverses assises de basalte et de trapp se succéder avec une régularité parfaite.

L'épaisseur des coulées varie de 10 à 30 mètres, et nous en avons compté jusqu'à 22 distinctes sur un même point de la falaise. L'examen de ces roches permet d'établir trois grandes divisions d'ensemble.

I. — A la base dominant les barres de trapps amygdaloïdes

en couches concentriques diversement colorées en gris et en blanc, leur forme est irrégulière, et leur grosseur varie de celle d'un pois à celle d'une pomme.

Sur d'autres points, les amygdales sont des géodes rondes, de la grosseur d'un pois ou d'une noisette, recouvertes extérieurement d'un enduit verdâtre et remplies intérieurement de petits cristaux de quartz et de carbonate de chaux.

Quelques-unes de ces géodes, assez rares, atteignent de grandes dimensions et sont alors tapissées de très-beaux cristaux de zéolithes, de quartz et de carbonate de chaux enchevêtrés.

Certaines assises, dans cet étage, ont une structure scoriacée et vésiculaire, leur couleur est alors brun noirâtre, et les amygdales y font à peu près défaut.

Ces trapps de la base de la formation sont généralement en bancs massifs, sans découpe cristalline, sans plans de clivage; mais ils sont souvent traversés par des filons de jaspe sanguin et vert, et par des cassures garnies de cristaux de carbonate de chaux, et d'une matière verte semblable à celle qui enveloppe les géodes; à l'analyse, cette matière verte donne du silicate d'alumine et des traces de cuivre.

M. Durocher a donné plusieurs analyses de ces trapps, dont l'une se rapporte aux roches que nous venons de décrire :

Silice	46.80
Alumine.	14.40
Peroxyde de fer	2.30
Protoxyde de fer.	9.90
Protoxyde de manganèse	2.80
Chaux.	10.16
Magnésie	9.53
Alcalis	1.16
Eau	3

101.18

II. — Au-dessus de ces trapps et formant la majeure partie de la masse montagneuse de l'île, se trouvent les assises de basalte proprement dit, le plus souvent découpées en longues aiguilles ou jeux d'orgue, tels qu'on les voit autour du massif central en France, à Jaujac et au Puy. Ces basaltes sont, comme les trapps, en coulées ou assises régulières et continues, formant de véritables bancs que l'on peut suivre sur plusieurs kilomètres de longueur avec des épaisseurs uniformes. Le plus souvent, le couronnement des assises est à structure très-irrégulière ; c'est le centre et la base de la coulée qui sont constitués en longs prismes, pour la plupart pentagonaux. Sur certains points, nous avons trouvé de ces coulées mises à découvert sur des espaces considérables et dont la surface supérieure offrait exactement l'aspect d'un dallage régulier formé par les têtes des prismes. En d'autres points, sur les bords de la mer, de grandes crevasses déblayées par la vague présentaient des espèces de grottes aux parois tapissées de colonnes basaltiques, comme des réductions de celles si connues de l'Islande.

La couleur de ces basaltes est gris verdâtre ; ils sont durs, compactes, sonores, à grain fin. Sur quelques points, ces aiguilles verticales sont mouchetées de gouttes de quartz en forme de larmes blanches ; mais, dans ce cas, le basalte est presque toujours noir scoriacé, spongieux.

La plupart de ces assises contiennent des cristaux de zéolithes rayonnées formant des enchevêtrements de longues aiguilles qui tantôt sont isolés et noyés dans la pâte, tantôt tapissent et remplissent l'intérieur de géodes. On les rencontre également à l'état de lits irréguliers et de masses assez importantes dans des crevasses, dans des joints. Les espèces le plus fréquemment rencontrées sont : la chabasie, l'apophyllite, l'Heulandite et la mésotype et ils sont soit seuls, soit associés à de la chaux carbonatée et à du quartz. Nous avons suivi, dans un ravin et sur un espace considérable, un filon vertical recou-

pant ces roches, ayant 50 à 60 centimètres d'épaisseur et rempli de grandes masses de chaux carbonatée colorée en brun, cristallisé en longs prismes à la surface et formant en dessous des blocs compacts ressemblant à du sel gemme.

III. — Enfin, au couronnement des montagnes, on retrouve les assises de trapps amygdaloïdes affectant la forme cristalline et prismatique du basalte dont ils se rapprochent et avec lesquels ils tendent à se confondre. La pâte en est grise ou plus souvent brunâtre et parsemée de grains très-nombreux et très-denses de la grosseur d'une lentille, jaunes extérieurement et remplis de cristaux. Ce sont autant de petites géodes rondes faisant ressembler la roche à certains minerais de fer pisolithiques. La roche elle-même est peu dure, se disloque et se dégrade facilement sous l'action des agents atmosphériques, et donne à ces montagnes un aspect décharné tout particulier.

Telle est dans son ensemble général la formation de l'île; mais les grandes divisions que nous venons d'indiquer ne sont pas exclusives, et il n'est pas rare de rencontrer des intercalations de coulées de basalte et de coulées de trapp.

Les différents étages de coulées sont séparés par des lits d'une roche schisteuse, argileuse, dont la puissance généralement comprise entre 0^m,50 et 2 mètres va quelquefois jusqu'à 15 mètres. Cette roche est tantôt rouge brique, un peu onctueuse au toucher, à plans de clivage réguliers, très-analogues aux argiles fines du nouveau grès rouge du terrain permien, telles qu'on les rencontre dans les Vosges, les plans de clivage enduits d'une couleur noirâtre.

Formations
intermédiaires
séparant
les coulées.

Ces argiles, tout en conservant leur teinte rouge, passent parfois au grès ou à la gratte en acquérant une dureté plus grande. Ces horizons rouges ont le plus souvent de 0,50 à

avec des teintes rouille, et prend une allure schisteuse très-analogue à des schistes houillers.

Ces schistes renferment souvent des rognons qui sont des détritits ou une décomposition de matière volcanique, la couleur de ces rognons et de la pâte schisteuse qui les renferme variant du noir bleuâtre au brun rouille et au gris clair jaunâtre.

Ce sont ces schistes qui renferment intercalées les couches de charbon signalées à Suderöe.

En examinant ces formations intermédiaires, on voit qu'elles sont évidemment de provenance sédimentaire. Leur disposition en petites strates superposées et de nature différente, et leur structure schistoïde, feuilletée, ne laissent pas de doute là-dessus. Et quant à leur composition, on y reconnaît dans la plupart des cas des détritits volcaniques, scoriacés, plus ou moins analogues aux roches encaissantes. D'ailleurs, nous n'y avons observé aucun autre fossile que les dépôts charbonneux dont nous parlerons plus loin.

Importance
de ces dépôts
éruptifs.

Pour donner une idée de l'allure d'ensemble des terrains de l'île, nous donnons à côté du plan, page 195, un croquis qui est plutôt un profil qu'une coupe géologique ; il suffit pour indiquer la configuration et montrer la régularité des coulées.

Nous avons dit que toutes les vallées transversales de l'île étaient des vallées d'érosion. Nous avons parcouru, en effet, avec le plus grand soin, les cols et les dépressions indiquées sur la coupe. Au fond de chacune de ces vallées, nous avons trouvé les conques traversant sans interruption, celle par les

sont formées de terrains identiques. Mais les diverses coulées ne présentent pas de caractères distinctifs assez nets pour permettre de déterminer exactement leur âge et de rattacher entre elles ces différentes îles, les bras de mer qui les séparent pouvant cacher des accidents géologiques considérables.

Le charbon des couches signalées est du lignite et se présente sous deux aspects :

Couches
de charbon.

Sous le premier, il est à structure feuilletée, schistoïde; moins compacte que le lignite parfait de Fuveau dont il n'a pas la cassure lamelleuse, il se rapproche davantage de la houille comme aspect physique; sa poussière est brune. Cette qualité, appelée *Shifferkol* (charbon à structure schistoïde), constitue la majeure partie des dépôts.

Sous la seconde forme qu'on désigne sous le nom de *Glandskol* (charbon luisant), le charbon se présente en filets dont l'épaisseur varie de 1 à 20 centimètres, et est compacte, noir, brillant, à cassure conchoïde, vitreuse, variant entre l'aspect du jais et celui du brai sec. Ces parties présentent une grande analogie avec certaines *Cannel-Coal* d'Ecosse. Ces filets sont généralement disséminés et noyés dans le reste des couches charbonneuses. Cependant, sur un très-grand nombre de points, même là où il n'existe pas de couches régulières et appréciables, nous avons trouvé de ces filets de Cannel infusés et injectés à l'état de veinules sans continuité dans les bancs de schistes bruns et jaunâtres, exactement comme on trouve des filets de houille injectés dans les schistes et dans les grès houillers, filets qui sont en général d'une très-grande pureté.

Quant à leur composition, ces charbons sont complètement des lignites; ils brûlent avec une longue flamme claire et brillante, presque sans fumée, ne collent pas au feu de forge

Voici les résultats d'analyses faites dernièrement à l'École des mines de Paris sur les deux types de charbon :

	Shifferkol.	Glandskol.
Matières volatiles.	45,8	49,8
Carbone fixe	32,1	49,6
Cendres siliceuses et ferrugineuses .	21,8	0,6
	100,•	100,•
Pouvoir calorifique	48,6	66,•

Il est peu de points de l'île où l'on ne rencontre des traces plus ou moins importantes de charbon correspondant à des époques très-diverses. Mais ce n'est que dans un certain nombre de lits que ces dépôts prennent l'importance de véritables couches. Ces couches participent alors à la régularité d'allure de toute la formation de l'île. Nous avons indiqué sur la coupe la position du principal étage charbonneux qui se retrouve dans sa place normale sur plusieurs massifs montagneux distincts.

Les veines, tout en étant régulières dans leur ensemble, subissent les petites inflexions qui leur ont été imprimées par les roches encaissantes. Ainsi, les coulées basaltiques ont leurs surfaces un peu mamelonnées et ondulées; les lits schisteux qui les séparent et les couches de charbon suivent ces ondulations et s'épanouissent ou se resserrent suivant les caprices des deux masses rocheuses, mais sans solution complète de continuité. Nous avons trouvé des points où une couche de charbon était directement en contact avec le basalte soit inférieur, soit supérieur, sans que sa nature et sa composition en fussent altérées d'une manière appréciable.

Ici, comme dans les couches de houille, on trouve des intercalations de schistes et de charbon par lits successifs, c'est-à-dire des charbons *barrés*. Les schistes encaissants sont bruns ou couleur rouille; les schistes intercalés dans les couches sont gris de fer ou noirâtres.

Nous donnerons un certain nombre de coupes détaillées qui permettent de juger de l'allure de ces couches :

A. — Basalte		»
Schistes bruns.....	5 ^m ,00	
Schistes avec filets charbon.....	0,40	
Charbon brillant.....	0,10	
Schistes.....	0,60	
Filets charbonneux	0,35	
Schistes.....	0,25	
Charbon schisteux	0,30	
Schistes	0,80	
Filets de charbon.....	0,08	
Schistes.....	0,70	
Charbon compacte.....	0,30	
Schistes	3,00	
Basalte	»	
B. — Basalte		»
Schistes bruns avec veinules de charbon.	8 ^m ,00	
Filets de charbon.....	0,18	
Schistes	0,40	
Charbon brillant.....	0,30	
Schistes.....	0,20	
Charbon impur.....	0,23	
Schistes.....	0,15	
Charbon	0,20	
Schistes	0,22	
Charbon schisteux	0,35	
Schistes gris jaunâtre	2,00	
Basalte.....	»	
C. — Basalte		»
Charbon pur.....	0,23	
Schistes.....	0,13	
Charbon	0,60	
Schistes avec filets de charbon.....	0,50	
Basalte.....	»	
D. — Basalte.....		»
Charbon schisteux.....	0,20	
Schistes	0,30	
Filet de charbon.....	0,05	
Grès schisteux dur.....	1,10	
Filet de charbon	0,12	
Schistes	0,30	
Basalte	»	

E. — Basalte	»
Schistes bruns.....	1,50
Schistes noirs contenant plusieurs filets de charbon représentant ensemble 0,30.	0,65
Roche trappéenne grise.....	»

Telles sont les coupes les plus caractéristiques prises dans différentes couches qui composent le principal étage charbonneux ; sur certains points, on peut suivre ces couches parfaitement distinctes, superposées, ayant leurs affleurements à découvert, et séparées par des coulées basaltiques de 10 à 20 mètres d'épaisseur.

L'origine ligniteuse de ces charbons est démontrée par la présence sur un grand nombre de points de la couche de lits de bois fossile plus ou moins carbonisé, mais très-bien caractérisé. Nous avons mis à jour, sur un point de la falaise Ouest, un tronc d'arbre de grande dimension enclavé dans la couche.

Les schistes et les couches de détritits basaltiques renferment eux-mêmes des spécimens nombreux et de toute dimension de bois fossile carbonisé, très-bien conservé et qu'on trouve soit isolés et noyés dans la masse, soit en petits filets isolés et sans continuité.

Ce sont les étages supérieurs apparaissant au Nord de l'île qui sont les plus fertiles en charbon.

Les étages inférieurs, qui constituent dans la partie Sud les districts de Watū et de Sumbō, ne donnent que de rares et insignifiants vestiges de charbon.

En revanche, seuls ils contiennent les lits cuprifères signalés d'autre part dans l'île.

Ce sont certains de ces lits d'argile rouge que nous avons

la roche en est pour ainsi dire criblée et chaque coup de pic en met à découvert un certain nombre. En outre, la pâte elle-même de ces argiles est parsemée de petites mouches de cuivre métallique qui la constellent sans régularité.

Nous avons observé à Waŭ et à Sumbō deux bancs d'argile différents présentant ce phénomène ; la richesse des gisements n'est pas uniforme, il y a des parties presque stériles et d'autres où les lamelles sont fort abondantes. Ordinairement, les roches encaissantes participent dans une certaine mesure à cette richesse. Ainsi, à Waŭ, nous avons trouvé le banc de basalte compacte qui recouvre la couche cuprifère, contenant lui-même des mouchetures de cuivre parfaitement nettes ; et à Sumbō les bancs de trapp voisins étaient sillonnés de filons et de géodes contenant avec des cristaux divers des traces de cuivre natif.

M. Stokes, inspecteur royal des mines anglaises pour le district de Derby, qui a visité Suderøe, a émis l'opinion que le sol de cette île, comme d'ailleurs celui de tout le groupe des Ferrøe, aurait été formé par des volcans sous-marins, et que dans l'intervalle des éruptions, le grand courant du *gulf-stream* qui englobe les Ferrøe y aurait apporté et déposé des végétaux d'Amérique qui auraient constitué les couches de charbon.

Origine
des
dépôts carbo-
nifères.

Cette théorie est très-plausible. Cependant nous demandons d'abord si elle suffit à expliquer la présence des veinules de *Cannel* dans le charbon et dans les roches encaissantes.

Nous demanderons ensuite comment des coulées de lave incandescente auraient pu s'épancher sous l'eau avec des

épanchements volcaniques, il se sera formé dans la mer des dépôts de détritiques basaltiques qui auront constitué les schistes bruns renfermant des lits de végétaux, et à d'autres époques des déjections volcaniques de cendres et de scories retombées sur les eaux auront produit au fond de la mer ces couches rouges un peu argileuses.

Il ne pourrait y avoir doute et encore que pour quelques-uns de ces bancs rouges ayant la forme de grès durs à grains plus ou moins grossiers que l'on pourrait peut-être considérer comme de simples agglutinations de cendres à sec.

Nous avons naturellement cherché les points par lesquels les coulées de basalte avaient dû se faire jour. Il était à supposer que des coulées aussi vastes n'avaient pas d'émission unique.

Points d'émission
des coulées.

Nous avons trouvé sur plusieurs points de l'île des filons d'une épaisseur de 5 à 20 mètres d'un basalte généralement en prismes horizontaux, avec cristallisations perpendiculaires aux faces de refroidissement, ce sont, sans nul doute, les dykes d'émission de nos couches.

Dans le Nord de l'île, sur le bord de la mer, à *Quanave*, un autre phénomène nous a frappé. Les assises basaltiques coupées à pic sur une hauteur de 80 à 100 mètres, forment un vaste cirque parfaitement régulier dont le fond est occupé par un petit lac. La masse rocheuse forme environ les $\frac{3}{4}$ d'une circonférence fort exactement dessinée et de 400 mètres de diamètre au sommet; le dernier quart est occupé par une brèche dirigée vers la mer, c'est-à-dire au N.-N.-E. Le petit lac est à 50 ou 60 mètres au-dessus du niveau de la mer et n'a actuel-

Ces bancs de basalte ne se retrouvent pas en concordance avec les formations environnantes, sous lesquelles ils ne se prolongent pas ; ils leur sont donc postérieurs.

Dans l'espèce de fente qui a servi de lit à la coulée, les prismes sont horizontaux ; plus loin, lorsque la bande s'élargit, ils deviennent verticaux.

Nul doute que ce cirque ne soit un ancien cratère par lequel se seront produites quelques-unes des coulées les plus récentes, lesquelles se prolongeraient au N.-E. sous la mer, comme la formation générale. Sur les lèvres du cratère, les assises sont légèrement relevées et ne participent pas au pendage général ; sur le pourtour, quelques grandes cassures sans épaisseur marquent les dislocations qui se sont produites à la formation du cratère.

C'est d'ailleurs le seul bien caractérisé que nous ayons observé dans toute l'île.

Les phénomènes qui ont présidé à la constitution de l'île de Suderøe seraient donc les suivants :

Phases
successives
de la
formation.

Première période. — D'une tranquillité relative complète, pendant laquelle se produisent à des intervalles plus ou moins éloignés des fissurations du sol sans dénivellation, et par ces fissures des épanchements de basalte. Pendant les intervalles des coulées, des détritits volcaniques forment les lits intermédiaires schisteux et argileux avec dépôts charbonneux.

Deuxième période. — Soulèvement en masse et sans dislocation de toute la région ayant produit le pendage général au N.-E.

Troisième période. — Formation des grandes vallées d'éro-

EXTRAITS DE STATISTIQUE

STATISTIQUE

MINÉRALE ET MÉTALLURGIQUE DE LA FRANCE

Pour l'année 1879. (1)

Le 30 août 1879 et le 12 mars 1880, le Ministère des Travaux publics a publié dans le *Journal officiel* les résultats provisoires de la Statistique générale de la France durant le premier et le deuxième semestre de l'année 1879, pour les combustibles minéraux et les fontes, fers et aciers; en voici le résumé, après totalisation, pour l'année entière :

Tableau, par bassin, de la production des combustibles minéraux.

NOMS DES BASSINS.	NOMS DES DÉPARTEMENTS dans lesquels les bassins sont situés.	PRODUCTION.
I. — Houille et anthracite.		
		tonnes.
Valenciennes	Nord. — Pas-de-Calais.....	7.251.969
Loire	Loire. — Rhône	3.050.177
Alais	Ardèche. — Gard	1.797.873
Creusot et Blanzay	Saône-et-Loire	938.118
Commentry	Allier	770.963
Aubin	Aveyron	665.770
Carmaux	Tarn	293.800
Brassac	Haute-Loire. — Puy-de-Dôme.	228.099
Graissessac	Hérault	221.685
Decize	Nièvre	173.739
Bonchamp	Haute-Saône	164.060
Ahun	Creuse	158.783
Saint-Eloy	Puy-de-Dôme	127.450
Epinac	Saône-et-Loire	121.411
Le Drac	Isère	95.210
Bardinghem	Pas-de-Calais	93.817
Le Maine	Mayenne. — Sarthe	78.696
Passe-Loire	Loire-Inférieure. — Maine-et-	53.300

NOMS DES BASSINS.	NOMS DES DÉPARTEMENTS dans lesquels les bassins sont situés.	PRODUCTION.
		tonnes.
	<i>Report</i>	16.454.615
La Chapelle-sous-Dun.....	Saône-et-Loire	24.973
Maurienne-Tarentaise et Briançon.....	Hautes-Alpes. — Savoie.....	21.345
Le Vigan.....	Gard.....	13.170
Rodez.....	Avignon.....	12.881
Autres bassins (18), ayant produit moins de 10.000 t. chacun.		49.870
Total pour les houilles.....		16.576.854
II. — Lignite.		
Aix.....	Bouches-du-Rhône. — Var...	429.480
Manosque.....	Basses-Alpes. — Vaucluse...	39.818
Bagnols.....	Gard.....	16.001
Gouhenans	Haute-Saône	10.974
Autres bassins (17) ayant produit moins de 10.000 t. chacun.		31.358
Total pour les lignites.....		527.631
Total général.....		17.104.485
La production totale en 1878 (chiffres définitifs) avait été :		
Houille et anthracite.....	16.440.650	16.960.916
Lignite.....	520.266	
Il y a donc une augmentation de.....		143.569
soit 8 $\frac{1}{2}$ p. %.		

Il ne sera pas sans intérêt de rappeler les chiffres de la production totale pour les années antérieures depuis 1874 :

Années.	Production totale en combust. minér.	Variation d'une année à la précédente.	
1874	17.059.547 t.		
1875	16.949.774	— 109.773	
1876	17.104.794 (chif. déf.)	+ 155.020	Augmentat. de 1874 à 1877 : 44.938 t., soit 2,6 p. %.
1877	16.804.529 id.	— 300.265	
1878	16.960.916 id.	+ 156.387	
1879	17.104.485 (chif. prov.)	+ 143.569	

Avec la réduction probable que présentera le chiffre définitif pour 1878 sur le chiffre provisoire, on peut admettre que la production réelle a été la même qu'en 1874.

La production a varié d'un semestre à l'autre comme suit :

	1 ^{er} semestre.	2 nd semestre.	Augmentation.
Houille et anthracite.....	8.074.083 t.	8.502.771 t.	428.688 t.
Lignite.....	257.055	270.576	13.521
Total.....	8.331.138	8.773.347	442.209

La consommation de la France en 1879 peut s'établir comme suit :

Extraction en 1879..... 17.104.485 tonnes

La production du bassin de Valenciennes, qui avait augmenté de plus de 335.000 tonnes de 1877 à 1878, a augmenté encore de 1878 à 1879 et davantage, de 350.000 tonnes; de même celle du petit bassin de Hardingham, de 16.000 tonnes. La production est restée stationnaire dans les bassins du Midi, Alais, Carmaux, Aubin, etc..., excepté Aix, où une augmentation de 51.000 tonnes, et Graissessac, où une diminution de 66.000 tonnes sont à relever. Au contraire, elle a baissé d'une façon générale dans ceux du Centre, Brassac seul faisant exception; dans le bassin de la Loire, la production avait baissé de plus de 130.000 tonnes de 1877 à 1878; elle a encore baissé de 1879 à 1880 et de presque autant, 122.000 tonnes; dans le bassin de Commentry, la diminution a été de 57.000 tonnes, et dans celui de Saône-et-Loire, de 46.000 tonnes. On sait que la métallurgie avait déjà repris avec vigueur dans le Nord, alors qu'elle continuait à languir dans le Centre, que les Sociétés houillères du Midi ont redoublé d'efforts pour développer leur exportation et qu'elles réussissent de plus en plus à refouler au Nord les houilles de la Loire. Sans la reprise de la métallurgie en novembre et décembre dans le Centre, et les grands froids de ces deux mois, nous aurions eu à constater pour le bassin de Saint-Etienne une baisse de bien plus de 122.000 tonnes.

Tableau, par département, de la production des fontes.

DÉPARTEMENTS.	FONTE D'AFFINAGE		FONTE DE MOULAGE		PRODUCTION totale.
	au coke.	au bois et mixte.	au coke	au bois et mixte.	
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Allier.....	67.298	»	11.364	»	78.662
Ardèche.....	43.980	»	12.175	»	56.155
Ardennes.....	15.080	»	»	86	15.166
Ariège.....	13.455	»	»	»	13.455
Aveyron.....	24.508	»	3.430	»	27.938
Bouches-du-Rhône.....	24.515	»	»	»	24.515
Charente.....	»	240	»	»	240
Cher.....	»	1.915	10.855	4.855	17.625
Corse.....	»	5.394	»	»	5.394
Côtes-du-Nord.....	»	»	»	131	131
Dordogne.....	»	790	»	»	790
Doubs.....	»	320	»	75	395
Gard.....	95.999	»	10.572	»	106.571
Gironde.....	»	1.350	»	1.237	2.587
Isère.....	15.360	972	660	86	17.078
Jura.....	6.150	»	»	»	6.150
Landes.....	»	9.212	»	4.463	13.675
					56.533

DÉPARTEMENTS.	FONTE D'AFFINAGE		FONTE DE MOULAGE		PRODUCTION totale.
	au coke.	au bois et mixte.	au coke.	au bois et mixte.	
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	
<i>Report</i>	874.566	39.243	236.431	22.652	1.172.892
Pyrénées-Orientales.....	»	5.706	»	»	5.706
Rhône.....	50.031	»	»	»	50.031
Haute-Saône.....	»	3.220	»	938	4.158
Saône-et-Loire.....	138.603	»	804	»	139.407
Tarn-et-Garonne.....	1.045	»	»	»	1.045
Totaux	1.064.245	48.169	237.235	23.590	1.373.239
Production de 1878 (chiffres définitifs).....	1.094.969	72.148	309.874	44.283	1.521.274
Augmentation pour 1879.	»	»	»	»	»
Diminution id.....	30.724	23.979	72.639	20.693	148.035

La production totale a donc baissé considérablement de 1878 à 1879 de 148.035 tonnes, soit $9\frac{3}{4}$ p. 0. Rappelons à cet égard les chiffres des années antérieures depuis 1874 :

Années.	Production totale des fontes.	Variation d'une année à la précédente.	
1874	1.402.122 t.	»	
1875	1.415.728	+ 13.606	} Diminution de 1874 à 1879 : 23.883 t., soit 2 p. 0.
1876	1.453.121	+ 37.393	
1877	1.522.266	+ 69.145	
1878	1.521.274 (chif. définit.)	- 992	
1879	1.373.239 (chif. prov.)	- 148.035	

La baisse de 1877 à 1879 a donc dépassé de près de 29.000 tonnes la somme des augmentations de 1874 à 1877.

Si, pour 1879, on réunit les chiffres relatifs au même combustible employé, on a :

FONTE		
	au coke.	au bois ou mixte.
	tonnes.	tonnes.
Production en 1879.....	1.301.480	71.759
Id. 1878.....	1.404.843	116.431
Diminution pour 1879....	103.363	44.672

La fonte mixte n'entre dans le total de 71.759 tonnes que pour 25.371 tonnes.

Tableau, par département, de la production des fers et des tôles.

DÉPARTEMENTS.	RAILS.	FERS marchands et spéciaux raffinés et réchauffés.			TÔLES fabriquées avec du fer			PRODUCTION totale.
		à la houille.	au bois.	aux 2 combust.	à la houille.	au bois.	aux 2 combust.	
		tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	
Aisne		tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Allier	3.475	17.278	"	1.940	767	"	320	1.087
Ardennes	(4)	37.688	30	2.400	9.469	"	"	32.162
Ariège	"	8.383	400	"	18.460	4.250	1.632	61.453
Aube	"	6.143	"	1.779	"	"	"	8.783
Aveyron	43.309	10.017	"	"	2.587	"	"	7.924
Bouches-du-Rhône	"	1.137	"	"	"	"	"	25.913
Charente	"	"	130	"	"	"	"	1.137
Cher	"	2.000	"	780	"	"	"	130
Côte-d'Or	"	10.009	2.182	763	240	"	"	2.780
Côtes-du-Nord	"	"	1.323	1.204	"	"	"	13.894
Dordogne	"	"	540	570	"	"	"	2.529
Doubs	(4)	"	132	625	488	1.149	560	1.110
Finistère	"	827	"	"	"	"	"	3.839
Gard	(4)	1.333	20.088	"	"	"	"	827
Haute-Garonne	"	550	1.129	1.745	"	"	"	21.421
Gironde	"	"	880	"	"	"	"	3.724
Ille-et-Vilaine	"	"	80	"	"	"	"	880
Indre	(4)	"	108	112	"	"	"	80
Isère	879	8.618	81	207	658	"	3	220
Jura	283	9.127	"	"	7.348	213	1.515	10.446
Landes	"	"	2.043	937	"	"	"	18.486
Loir-et-Cher	"	"	92	"	"	"	"	2.982
Loire	654	43.127	"	"	16.041	"	"	92
Loire-Inferieure	(4)	"	7.082	"	"	"	"	59.822
Lot-et-Garonne	"	"	480	"	"	"	"	7.032
Haute-Marne	"	72.183	"	4.237	4.840	60	50	180
Meurthe-et-Moselle	(4)	34.473	1.202	"	7.419	"	"	81.320
Meuse	30	17.000	"	"	700	"	"	43.096
Morbihan	"	"	"	"	1.867	"	3.434	17.720
Nievre	(4)	213	12.232	"	"	"	"	5.301
Nord	17.482	210.998	"	845	4.867	"	449	13.439
Oise	"	18.582	486	185	25.766	"	"	254.246
Orne	"	"	"	173	7.583	1.546	4.158	32.490
Pas-de-Calais	"	449	"	"	"	"	"	173
Basses-Pyrénées	"	"	215	"	"	"	"	449
Pyrénées-Orientales	"	"	540	"	"	"	"	215
Mont-Rhin (Belfort)	"	"	398	1.500	"	"	"	540
Haute-Saône	"	"	312	120	"	"	720	4.898
Saône-et-Loire	(4)	3.285	32.879	40	15.319	"	2.185	4.152
Sarthe	"	"	"	113	"	"	"	53.708
Savoie	"	125	94	"	"	"	"	113
Haute-Savoie	"	450	"	243	394	43	"	219
Seine	"	19.050	"	"	"	"	"	1.130
Seine-et-Oise	"	2.160	"	"	"	"	"	19.050
Somme	"	1.640	"	"	"	"	"	2.160
Tarn	"	898	"	"	"	"	"	1.640
Tarn-et-Garonne	(4)	2.138	"	"	"	"	"	898
Vienne	"	"	103	"	"	"	"	2.138
Haute-Vienne	"	"	"	1.322	"	"	"	103
Yonne	(4)	"	1.234	"	"	1.655	"	1.322
Yonne	"	10.610	30	"	"	"	"	2.888
Totaux	40.983	619.954	14.482	21.650	117.046	8.916	15.022	10.640
Totaux								838.005

Il y a donc sur la production totale une diminution, mais une diminution très-légère. Rappelons à cet égard les chiffres correspondants des années antérieures depuis 1874 :

Années.	Production totale des fers et tôles.	Variation d'une année à la précédente.	
1874	885.591 t.	"	
1875	870.353	— 15.238	} Diminution de 1874 à 1879 : 47.588 t., soit 5,4 p. %.
1876	848.153	— 22.201	
1877	872.798	+ 24.645	
1878	843.112 (chif. déf.)	— 29.686	
1879	838.803 (chif. prov.)	— 5.109	

On peut espérer que la baisse presque continuelle depuis 1874 va enfin faire place à une hausse, avec la reprise très-accentuée des derniers mois de l'année 1879 et l'abondance des ordres pour un temps assez long dans la plupart des forges.

La production des rails en fer baisse toujours et considérablement; elle est tombée au $\frac{1}{4}$ de ce qu'elle était en 1874. — Celle des tôles, à peu près stationnaire de 1877 à 1878, a au contraire augmenté très-sensiblement; elle se trouve supérieure de $\frac{1}{50}$ à ce qu'elle était en 1874.

Enfin, la production totale du 2^{me} semestre, 391.500 tonnes environ, a excédé de 55.000 tonnes, soit $\frac{1}{70}$ celle du 1^{er}.

Tableau, par département, de la production des aciers.

DÉPARTEMENTS.	ACIER FONDU au foyer Bessemer ou au réverbère (Siemens, Martin, etc.)			ACIER puddlé ou de forgo.	ACIER cémenté.	ACIER fondu au creuset.	PRODUCTION totale.
	Rails.	Barres diverses.	Tôles.				
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Allier..... (1)	18.700	2.927	27	130	..	..	21.784
Ardennes.....	..	..	..	..	53	23	80
Ariège.....	..	..	..	2.030	..	..	2.030
Aveyron.....	21.293	..	..	..	..	..	21.293
Charente.....	..	630	..	..	..	..	630
Côtes-du-Nord.....	..	7	..	25	5	7	44
Finistère.....	..	..	..	..	..	2	2
Gard..... (1)	58.433	1.293	..	..	..	..	59.748
Haute Garonne.....	..	..	..	47	49	..	96
Isère.....	..	2.000	..	3.413	288	516	5.917
Loire..... (4)	64.347	16.237	7.597	7.042	3.035	5.385	109.643
Meurthe-et-Moselle...	..	..	..	4.380	..	..	4.380
Meuse.....	..	..	37	..	..	..	37
Morbihan.....	..	..	340	..	..	80	420
Nièvre.....	6.391	2.327	167	158	..	578	6.621
Nord.....	30.951	99	418	..	..	..	31.468
Oise.....	..	13	86	..	..	..	101
Rhône..... (1)	..	..	..	..	..	..	..
Saône et-Loire.....	52.413	12.310	6.449	..	..	..	71.172
Tarn.....	..	..	..	608	220	376	1.204
Totaux.....	249.350	37.845	15.121	14.533	3.652	6.969	337.670
Production de 1878 (chif. définitifs.)....	231.487	41.634	10.256	20.484	4.958	7.432	312.921

Il y a donc eu sur la production totale une augmentation de 1878 à 1879 comme de 1877 à 1878, mais bien moindre; cette augmentation a été donnée et au delà par les aciers Bessemer, Martin, etc., notamment sous forme de rails.

Ici, surtout, il est intéressant de rappeler les chiffres totaux des années antérieures depuis 1874 :

Années.	Production totale des aciéries.	Variation d'une année à la précédente.	
1874	221.684 t.	»	Augmentat. de 1874 à 1879 : 105.986, soit 48 p. 0/0.
1875	257.881	+ 36.197	
1876	261.877	+ 3.996	
1877	241.948	- 19.929	
1878	312.921 (chif. définitif.)	+ 50.973	
1879	327.670 (chif. provisoire.)	+ 14.749	

Depuis 1874, la production de l'acier a donc augmenté de presque moitié.

La production totale du 2^{me} semestre, 170.000 tonnes environ, a excédé de 12 000 tonnes, soit de $\frac{1}{14}$ celle du 1^{er}.

En résumé, de 1878 à 1879 :

La production de la fonte a diminué de..... 148.000 t.

Celle du fer peut être regardée comme étant restée stationnaire, avec une baisse de..... 5.000

Celle de l'acier a augmenté un peu de..... 15.000

Ce qui, joint aux très-bas prix de vente que l'on sait, montre combien l'année 1879 a été mauvaise pour la sidérurgie.

De même que les années précédentes, nous ferons suivre immédiatement cette statistique officielle de la sidérurgie de celle donnée par le Comité des Forges, d'après ses renseignements particuliers pour l'année 1879 entière, dès le 24 février 1880, dans son *Bulletin* n° 157 :

Tableau de la production de la fonte, par district.

DÉSIGNATION DES DISTRICTS.	FONTE de moulage.	FONTE d'affinage.	TOTAL général.
	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Ardennes.....	»	8.077	8.077
Bretagne et Normandie.....	11.151	»	11.151
Centre.....	36.671	245.722	282.393
Champagne.....	37.113	19.118	56.231
Comté.....	1.030	3.903	4.933
Escant.....	9.684	119.713	129.397
Gard, Bouches-du-Rhône et Corse.....	472	49.945	50.417
Loire et Savoie.....	22.709	227.133	249.842
Longwy.....	95.019	115.032	210.051
Meurthe-et-Moselle.....	33.879	207.782	241.661
Sambre.....	»	78.969	78.969
Sud-Ouest.....	609	2.497	3.106
Usines d'Aubin et de la Marine nationale.	»	11.531	11.531
Totaux.....	248.337	1.089.422	1.337.759
Rappel de l'année 1878.....	288.948	1.128.126	1.417.074
Augmentation pour 1879.....	»	»	»
Diminution id.....	40.611	38.704	79.315

Tableau de la production du fer, par district.

DÉSIGNATION DES DISTRICTS.	FERS de toute espèce	RAILS.	TÔLES.	TOTAL général.
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Ardennes	38.140	»	16.674	54.814
Bassin de Paris	32.588	»	12.000	44.588
Bretagne et Normandie.....	6.764	»	5.721	12.485
Centre	103.012	8.387	29.130	140.529
Champagne.....	125.565	»	5.811	131.376
Comté.....	20.309	204	12.150	32.663
Escaut	75.457	3.076	5.838	84.371
Gard, Bouch.-du-Rhône, Corse	9.798	»	»	9.798
Loire et Savoie	101.346	3.142	15.253	119.741
Longwy.....	11.658	»	»	11.658
Meurthe-et-Moselle	20.292	»	7.419	27.711
Sambre.....	118.859	15.619	17.113	151.591
Sud-Ouest.....	1.940	»	»	1.940
Usines d'Aubin et de la Marine nationale.....	2.499	12.596	349	15.444
Totaux.....	668.227	43.024	127.458	838.709
Rappel de l'année 1878.....	608.764	53.884	105.688(1)	768.336(1)
Augmentation pour 1879....	59.463	»	21.770	70.373
Diminution id.....	»	10.860	»	»

Tableau de la production de l'acier, par district.

DÉSIGNATION des districts.	ACIERS Bessemer et Martin.			ACIERS fondu, puddlé, etc.			TOTAL général.
	Rails.	Barres, cornières, tôles, etc.	Total.	Rails.	Barres, cornières, tôles, etc.	Total.	
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	
Centre.....	93.304	30.468	123.772	»	1.624	1.624	125.396
Champagne.....	»	»	»	»	37	37	37
Escaut.....	30.934	308	31.439	»	»	»	31.439
Gard, Bouches-du- Rhône, Corse.....	»	»	»	»	3.027	3.027	3.027
Loire et Savoie.....	101.700	36.468	138.168	24	18.228	18.252	156.420
Meurthe-et-Moselle...	»	»	»	»	1.380	1.380	1.380
Sud-Ouest.....	»	»	»	»	400	400	400
Usines d'Aubin.....	21.293	»	21.293	»	»	»	21.293

La production de la fonte aurait diminué de.....	79.000 t.
Celle du fer aurait augmenté de.....	70.000
Et celle de l'acier.....	58.000

Comme toujours, nous relevons des divergences considérables entre ces résultats généraux et ceux de la statistique officielle ; il y a bien accord sur le sens de la variation pour la fonte et l'acier ; mais la diminution pour la fonte serait ici moitié et l'augmentation pour l'acier quadruple de celles indiquées par l'Administration ; et enfin, tandis que la production du fer est donnée par cette dernière comme ayant baissé de 5.000 tonnes, le Comité la présente comme ayant au contraire augmenté et de 70.000 tonnes.

Dans son *Bulletin* n° 158, après examen de la statistique officielle, le Comité maintient ses chiffres pour 1879, et fait remarquer que ceux de production totale diffèrent assez peu de part et d'autre :

	Administration.	Comité.	Différences pour le Comité.
Production totale en fonte.	1.373.239 t.	1.337.759 t.	— 35.480 t.
Id. en fer...	838.003	838.709	+ 706
Id. en acier.	327.670	339.412	+ 11.742

La différence est au contraire notable pour l'acier et considérable pour la fonte.

Nous extrayons du même *Bulletin* n° 157 les chiffres résumés qui suivent :

CONSUMMATION DES RAILS PAR LES COMPAGNIES DES CHEMINS DE FER FRANÇAIS EN 1878 ET 1879.

	Rails en fer.	Rails en acier.	Totaux.
Année 1878.....	29.232 t.	196.240 t.	225.472 t.
1879.....	27.605	202.435	230.040
Augmentation pour 1879..	»	6.195	4.568
Diminution id. ..	1.627	»	»

Si on compare ces chiffres à ceux que nous avons donné depuis 1874, on voit que la consommation totale, qui avait baissé de 1874 à 1877 de 42.000 tonnes, a au contraire augmenté de 1877 à 1879 et de 45.000 tonnes ; et que la consommation des rails en fer, en diminution constante, est tombée de 125.200 tonnes en 1874, à 27.605 en 1879, soit, au 5^{me} de ce qu'elle était ; elle ne sera bientôt plus que le $\frac{1}{10}$ de la consommation totale.

A. MEURGEY.

LES INDUSTRIES HOUILLÈRE ET MÉTALLURGIQUE en Espagne.

HOUILLE ET LIGNITE.

On évalue, d'une manière générale, à 906.720 hectares l'étendue superficielle des bassins houillers espagnols et, en ne tenant compte que des gisements utilement exploitables, ces bassins paraissent renfermer de 2.000 à 2.500 millions de tonnes de combustibles.

D'après les calculs de MM. Schulz et Aldana, ingénieurs des mines, voici quelle serait la quantité de houille exploitable, exprimée en milliers de tonnes :

Régions ou provinces.	D'après M. Schulz.	D'après M. Aldana.
Asturies	1.100	1.100
Léon et Palencia	550	500
Burgos et Soria	100	383
Cordoue	220	
Séville.....	20	
Girone	23	
Cuença	20	
Teruel (lignite).....	220	
Total.....	2.253	1.983

La consommation actuelle de l'Espagne étant en moyenne annuelle de 1 1/2 million de tonnes, ses gisements pourraient suffire à cette consommation pendant une période de 1250 à 1500 ans, en admettant que les besoins du pays restent stationnaires.

Ce n'est guère que vers le milieu du XVIII^e siècle que remonte le commencement de l'exploitation de la houille en Espagne.

La première concession fut accordée en 1742 pour l'exploitation d'une houillère à Villanueva del Rio, près de Séville. En 1825, une nouvelle loi sur les mines, plus libérale que les précédentes, vint donner une certaine impulsion aux exploitations houillères, dont la production était à peu près nulle jusqu'alors.

C'est à partir de cette époque seulement que l'extraction de la houille prit une certaine importance dans le pays, et c'est surtout de 1855 à 1860 que l'on remarque son plus grand développement. De 109.314 tonnes métriques qu'elle était en 1855, l'extraction s'éleva à 339.851 tonnes en 1860. Depuis cette époque, jusqu'en 1877, la production des houillères espagnoles s'est à peine un peu plus que doublée.

Voici quelle a été, avec sa valeur représentative, la production des houillères espagnoles de 1855 à 1876 inclusivement :

PRODUCTION.

<i>Houille.</i>			<i>Lignite.</i>	
Années.	Quantités. tonnes.	Valeur en 1.000 fr.	Quantités. tonnes.	Valeur en 1.000 fr.
1855	91.314	1.096	18.000	190
1860	320.899	3.974	18.952	191
1865	461.396	6.708	34.359	431
1866	393.105	4.262	39.559	482
1867	511.550	4.851	37.640	483
1868	529.058	4.636	41.766	574
1869	550.388	5.553	39.420	597
1870	621.832	6.500	40.095	560
1871	589.707	7.388	43.824	635
1872	687.791	8.196	33.460	640
1873	658.744	9.043	20.938	429
1874	805.210	9.577	12.218	250

L'Espagne n'exporte pas de combustibles minéraux, et la consommation du pays résulte, comme il est indiqué au tableau ci-dessous, pour la période de 1855 à 1877 inclusivement, de la production locale et de l'importation étrangère :

Années.	Production. Tonnes.	Importation. Tonnes.	Consommation. Tonnes.
1855	109.314	138.103	247.417
1860	339.851	452.479	792.330
1865	495.755	394.806	890.561
1866	432.664	433.437	866.101
1867	549.190	428.811	978.001
1868	570.824	380.182	951.006
1869	589.808	432.730	1.022.538
1870	661.927	566.911	1.228.838
1871	633.531	534.897	1.168.428
1872	721.251	592.567	1.313.818
1873	679.682	619.248	2.298.930
1874	708.686	580.708	1.289.394
1875	654.499	704.287	1.358.786
1876	706.814	774.770	1.491.584
1877	699.500	837.053	1.536.553

Comme on le voit, la consommation suit une marche ascendante, peu rapide, il est vrai, mais constante ; par contre, la production reste à peu près la même depuis 1872 (700.000 tonnes en moyenne par an), et c'est l'importation anglaise qui s'est accrue dans la proportion de la consommation.

Les provinces qui fournissent le plus de houille sont celles d'Oviédo (Asturies), de Cordoue et de Palencia. Si nous prenons l'année 1874, à laquelle remontent les derniers documents officiels espagnols, nous verrons que la production totale en *houille proprement dite*, qui, cette année, a été de 695.340 tonnes, a été fournie, pour les diverses provinces, dans la proportion suivante : Oviédo, 374.914 tonnes ; Cordoue, 176.336 ; Palencia, 119.259 ; Séville, 13.500 ; Girone, 6.380 ; Léon, 4.721, et Burgos, 230.

Ces 695.340 tonnes de houille représentent une valeur de 8.576.765 francs, soit une moyenne de 12 fr. 33 cent. 1/3 par tonne.

Cette production a utilisé le travail de 6.738 ouvriers et l'emploi de 32 machines à vapeur, d'une force globale de 658 chevaux.

Pendant la même année 1874, la production en *lignite* a été de 13.346 tonnes, d'une valeur de 250.323 francs, soit une moyenne de 18 fr. 75 par tonne.

La province de Barcelone fournit à elle seule la moitié du lignite exploité en Espagne (7.516 tonnes sur 13.346 de production totale).

Viennent ensuite la province de Santander pour 2.022 tonnes ;

Métallurgie et sidérurgie	200.000 tonnes.
Chemins de fer.....	190.000 —
Fabrication du gaz.....	110.000 —
Marine de guerre.....	28.000 —
Marine marchande.....	110.000 —
Industries diverses.....	362.000 —
Total.....	1.300.000 tonnes.

Les deux provinces les plus industrielles de l'Espagne, la Catalogne et les Asturies, sont celles qui consomment la plus grande quantité de houille, soit environ 300.000 tonnes pour chacune d'elles. La ville de Barcelone, à elle seule, en consomme environ 100.000 tonnes par an.

Comme nous l'avons dit plus haut, l'Espagne est tributaire de l'Angleterre pour la moitié environ de sa consommation en charbon, et bien que les bassins espagnols soient assez généralement bien situés au point de vue des débouchés, plusieurs obstacles se sont opposés au développement plus rapide de leur production. En première ligne, il faut compter l'absence des capitaux ; vient ensuite le manque d'esprit d'initiative, et, en fin de compte, les circonstances politiques spéciales à la Péninsule et les difficultés des transports.

Le remède à cette situation, déplorable à tous les points de vue, ne peut surgir que d'importantes modifications législatives permettant la réunion en un seul faisceau de puissants moyens pécuniaires, modifiant la situation économique générale du pays et arrivant à créer un réseau assez étendu de voies ferrées, de voies d'eau et de voies de terre pour faciliter les débouchés des houillères nationales, le tout concordant avec une application plus équitable des tarifs de transport.

En 1877, l'Espagne ne possédait encore que 6.199 kilomètres de chemins de fer, et le trafic charbonnier sur les 5.500 kilomètres existant en 1872, n'a été que de 363.386 tonnes métriques de combustible, dont 173.058 étaient destinées à la consommation des lignes ferrées elles-mêmes.

MINÉRAI DE FER.

L'Espagne est immensément riche en minerais de fer, et généralement la bonne qualité de ceux-ci est notoire. On y trouve des gîtes puissants d'excellents minerais de fer spathique, d'hématite rouge, de fer magnétique et d'oxyde hydraté.

L'Espagne a produit 585.762 tonnes de minerais en 1871 et 781.468 en 1872 ; en 1873, la production était de 811.926 tonnes ; en 1874, elle tombait à 402.952 tonnes, pour se relever à 908.899 tonnes en 1876, et atteindre 1.162.170 tonnes en 1877.

C'est surtout dans la Biscaye et notamment dans la vallée de

Deux de la Biscaye surtout réunissent toutes les qualités requises pour l'application de ce procédé ; presque toute la production prend chemin de l'étranger, et les usines Krupp, à Essen, en emploient annuellement 200.000 tonnes.

L'analyse chimique des minerais biscayens donne les résultats suivants :

Éléments.	Veine douce.	Campanil.	Minerai blond.
Oxyde de fer.....	80,52	79,55	81,45
Silice	1,99	4,05	6,23
Alumine.....	1,45	2,43	2,80
Oxyde de manganèse....	2,04	7,14	3,16
Chaux	7,88	0,56	1,80
Eau, perte, etc.....	6,12	6,27	4,56
	100 »	100 »	100 »
Fer métallique	57,23	55,68	57,01

On remarquera l'absence de soufre et de phosphore.

On comprend sous les noms de *veine douce* le minerai de fer oligiste, généralement très-pur, de *campanil* l'hématite rouge qui forme le principal objet de l'exportation, et de *minerai blond* ou *rubio* la limonite de couleur brune.

FER.

Une fraction assez faible des minerais extraits est transformée dans le pays même, malgré l'abondance relative de la houille ; aussi, la production du fer est-elle loin de suffire à la consommation indigène. C'est ainsi qu'en 1877 la Grande-Bretagne seule a importé en Espagne 5.819 tonnes de fer brut.

Les derniers documents statistiques officiels nous apprennent que, pendant 1873, 94.394 tonnes métriques de minerais ont été transformées en Espagne en 42.825 tonnes de fer brut, dont 33.456 pour la province d'Oviédo et 9.006 tonnes pour la Biscaye.

Le fer brut est produit en Espagne, partie au moyen du charbon de bois, partie à l'aide du coke. Les premiers hauts-fourneaux du royaume furent élevés, en 1828, dans le voisinage de Marbilla, en Grenade ; ils étaient destinés à la transformation des minerais de fer magnétique de Ronda.

Les provinces d'Oviédo et de Biscaye sont à peu près les seules provinces espagnoles qui produisent le *fer forgé*, et cela, en quantités à peu près égales ; mais cette production est aussi loin de suffire à la consommation intérieure, et le fer travaillé est importé en quantités considérables dans le pays. Il est ici une remarque à faire, c'est que le fer forgé espagnol n'est pas exclusivement produit par la transformation de la fonte ; il résulte, au contraire, dans une large proportion, du traitement direct des minerais riches traités par la *méthode catalane*.

En 1873, la fabrication du fer et de la fonte occupait, en Espagne :

Hauts-fourneaux et forges actifs.....	68
Id. en non-activité.....	43
Nombre d'ouvriers	4.900
Machines hydrauliques (1.092 chevaux).....	120
Id. à vapeur (2.721 chevaux).....	113

Il n'existe guère d'établissements importants établis en Espagne, d'après les méthodes nouvelles, qu'à Pédroso, près de Séville ; à Mières, près d'Oviédo ; à Alicante et dans quelques autres localités très-peu nombreuses.

La production de l'acier, en Espagne, est à peu près insignifiante et n'a pas dépassé 216 tonnes en 1873.

L'Espagne n'exporte rien de ses produits sidérurgiques, mais importe, au contraire, des pays étrangers les rails, les tôles, l'acier et les ouvrages en métal nécessaires à sa consommation.

En 1873, elle a importé 13.995 tonnes de fer brut, fontes et mitrilles ; 27.385 tonnes de fers laminés ; 13 438 tonnes de rails ; 5.224 tonnes de tôles, fils, clous, etc. ; 1.931 tonnes d'acier et 8.494 tonnes d'ouvrages en fer et en acier.

En 1874, les importations comprennent 14.768 tonnes de fer brut, fontes et mitrilles ; 40.251 tonnes de fer laminés divers ; 23.365 tonnes de rails ; 6.272 tonnes de tôles, fils, clous, etc. ; 3 222 d'acier et 9.790 tonnes d'ouvrages en fer et en acier.

Voici enfin quelques données relatives aux importations de 1875 : 19.008 tonnes de fer brut, fontes et mitrilles ; 11.360 tonnes de rails ; 5.904 tonnes de tôles, fils, clous, etc. ; et 5.483 tonnes d'ouvrages en fer et en acier.

(Extrait de la *Houille*).

P. DESBIEF.

ITALIE

STATISTIQUE DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

Exploitation des mines en Italie pendant l'année 1877. (1)

DÉSIGNATION des MATIÈRES.	POIDS (en tonnes).	VALEUR (en francs).	OBSERVATIONS.
PRODUCTION (a).			
Minerai de fer.....	229.731	2.810.916	(a) Cette production a occupé 49 436 ouvriers.
Plomb (b)	36.468	11.045.233	
Zinc.....	88.843	4.500.828	(b) Y compris le plomb argentifère
Cuivre.....	24.023	1.806.435	
Combustibles minéraux.	119.661	1.198.044	
Acide borique.....	2.700	3.510.975	
Soufre brut.....	260.325	26.862.206	
Divers.....	»	1.353.895	
Valeur totale de la production en 1877		53.088.432	
Id. id. en 1876		49.586.045	
Différence en plus.....		3.502.387	
EXPORTATION (c).			
Valeur de l'exportation en 1877 ...	50.591.051		(c) Y compris le sel marin, qui ne figure pas dans le total ci-dessous de la production.
Id. id. en 1876 (d).	49.058.933		(d) Dans le chiffre des importations, les combustibles minéraux figurent pour 4.329.550 ton. et 39.816.470 francs, l'asphalte et le pétrole pour 35.409 t. et 45.290.035 francs.
Différence en plus.....	1.532.118		
IMPORTATION.			
Valeur de l'importation en 1877....	50.030.575		
Id. id. en 1876....	58.272.276		
Différence en moins... ..	8.241.701		

(1) Tableau compilé à l'aide des éléments empruntés aux *Annales d'Agriculture* publiées par le ministère italien de l'agriculture, du commerce et de l'industrie, et extrait du *Bulletin du ministère des Travaux publics, statistique*, mars 1880.

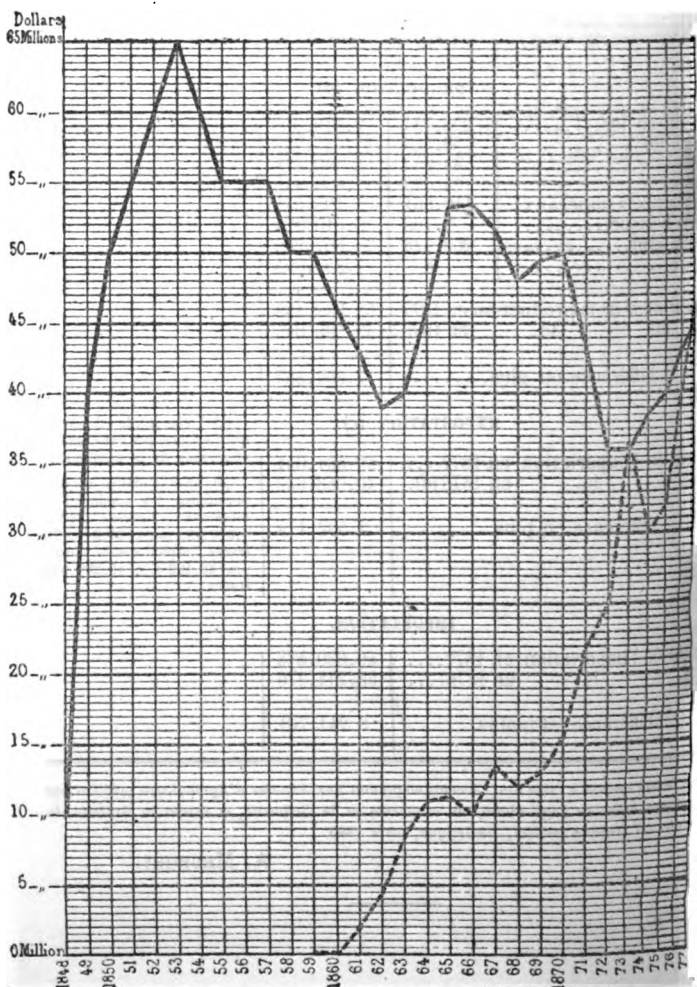
ESTIMATION DE L'OR ET DE L'ARGENT AUX ÉTATS-UNIS

depuis 1847,

Par M. R.-W. RAYMOND.

Extrait des *Transactions of the American Institute of Mining Engineers*,
tom. VIII, année 1874-75.

Pour les années comprises entre 1874 et 1877, on a pris les chiffres indiqués dans les notes publiées dans le *Bulletin*, 2^{me} série, tom. VII, pages 697, 698.



De 1848 à 1858 inclusivement, la quantité d'argent produit a été de 550.000 dollars. En 1859, on a obtenu 100.000 dollars et 150.000 en 1860.

Le total de l'or et de l'argent produit de 1848 à 1877 inclusivement a donc été :

Or.....	1.407.957.840 dollars.	
Argent.....	334.273.385	»
Total.....	1.742.231.225	»

F. COIGNET.

Estimations diverses de la production de l'argent dans le monde,
iré des Transactions of the American Institute of Mining Engineers, vol. IV, 1875-76, par M. R.-W. RAYMOND.

NOMS DES PAYS.	Estimation de J.-A. Phillips, pour 1800.	Estimation de Birkenro pour 1846.	Estimation de J.-A. Phillips, pour 1850.	Estimation de Birkenro pour 1856.	Estimation de J.-D. Whitney pour 1854.	Estimation de J.-A. Phillips, pour 1865.	Estimation de W.-P. Blake pour 1867.	Estimation de R.-W. Raymond pour 1873.
	Poids : kilos.	Valeur : livres sterling.	Poids : kilos.	Valeur : livres sterling.	Valeur : dollars.	Poids : kilos.	Valeur : dollars.	Valeur : dollars.
Angleterre.....	21.690	167.831	28.380	171.817	928.000	21.634	700.000	500.000
France.....		32.346	7.609	35.607	328.000	5.595		250.000
Espagne (1).....		109.989	18.090	160.000	1.120.000	22.566		1.900.000(1)
Italie.....		138.022	41.749	138.000	480.000	10.444		
Portugal.....		7.907	7.907		480.000	10.444		
Belgique.....		198.200	33.723		960.000	29.840	8.600.000	3.000.000
Allemagne.....	52.593		932	198.000	48.000	932		4.600.000
Autriche.....		282.654	3.245	286.971	1.410.000	34.316		2.000.000
Prusse.....		7.444	1.865	7.444	80.000	6.714		500.000
Russie.....		227.499	46.625	440.210	2.000.000	41.030	20.000	2.000.000
Espagne.....			3.730		128.000	5.543		
Irlande.....			88.960		4.000.000	141.527		
Amérique du Nord.....	68.259	297.029	297.029	297.029	4.000.000	141.527		
Amérique du Sud.....	401.950	460.191	48.490	460.191	2.080.000	30.728		
Chili.....	149.890	1.000.583	415.075	1.000.583	1.800.000	111.527	10.000.000	8.000.000
Perou.....	1.865	42.929	4.849	42.929	208.000	5.595		
Colombie.....	447	2.003	252	2.227	41.200	560		
États-Unis.....	527.306	3.457.020	615.450	5.383.333	28.000.000	634.100	19.000.000	20.000.000
Mexique.....		1.864	6.490	73.532	852.000	373.000	15.500.000	36.500.000
Argentine.....		56.265		56.265				
Bolivie.....		1.056		1.056				
Paraguay.....		33.000		33.000				
Uruguay.....								
Brésil.....		6.515.925		8.789.416	47.445.200		53.820.000	76.250.000
Estimation en francs.....	186.000.000	162.000.000	226.000.000	321.000.000	244.000.000	320.000.000	277.000.000	302.000.000

D'après Humboldt et Danson, la valeur de l'argent produit au Mexique et au Pérou, de 1492 à 1803 aurait été de 4.152.650.000 dollars. Pendant la même période, la production de l'Europe aurait été d'environ 200.000.000 dollars. De 1804 à 1848, il estime à 1.244.380.794 dollars, celle du Mexique et de l'Amérique du Sud ; celle de l'Europe et de la Russie ayant été d'environ 325.000.000 dollars. De 1848 à 1868. M. P. Blake, dans son rapport sur la production des métaux précieux, donne l'estimation suivante de la production de l'argent :

Etats-Unis.....	dollars.	73.000 000	}	813.400.000
Mexique.....	»	380.000.000		
Amérique du Sud.....	»	200.000.000		
Australie	»	20.000.000		
Europe et Russie d'Asie	»	160.380.000		

De 1868 à 1875, la production de l'argent dans le monde peut, d'après M. R.-W. Raymond, être approximativement estimée à :

Etats-Unis.....	dollars.	163.000.000	}	422.000.000
Mexique.....	»	140.000.000		
Amérique du Sud. ...	»	56.000.000		
Reste du Monde	»	63.000.000		

Dans ces chiffres n'est pas comprise la production du Japon, de la Chine et de l'Asie centrale.

Le total de l'argent produit depuis la découverte de l'Amérique est donc de 7.150.000.000 dollars, soit environ 35 milliards 750 millions de francs.

F. COIGNET.

TABLEAU

*Indiquant les variations du rapport de la valeur de l'or
à celle de l'argent,*

Par M. R. - W. RAYMOND,

tiré des *Transactions of the American Institute of Mining Engineers*,
vol. III, 1874-75.

DATES.	RAPPORT	AUTORITÉS ET OBSERVATIONS.
Temps anciens.		
<i>Avant J.C.</i>		
1600	13,33	Inscriptions de Karnak. Liste des tributs de Thutmès.
708	13,33	" cunéiformes trouvées dans les fouilles de Khorsabad.
...	13,33	Anciennes monnaies persanes.
440	13	Tributs indiens. Hérodote.
400	13,33	Etalon d'Asie d'après Xénophon.
De 404	13	Etalon de Grèce depuis la guerre du Péloponèse:
à 336	13,33	d'après plusieurs auteurs.
338 à 326	11,50	D'après des contrats entre particuliers. Grèce.
323 à 43	12,50	Etalon d'Egypte sous les Ptolémées.
218	17,14	Taux à Rome fixé pour les scrupules d'or.
100	8	Soudaine importation d'or d'Aquilée.
58 à 49	8,93	Grande quantité d'or apporté de la Gaule par César.
29	12	Cours normal pendant les derniers jours de la République.
<i>Après J.C.</i>		
1 à 37	11,97	Cours sous Auguste et Tibère.
37 à 41	12,17	" Caligula.
54 à 68	11,80	" Néron.
69 à 79	11,54	" Vespasien.
81 à 96	11,30	" Domitien.
138 à 161	11,98	" les Antonins.
312	14,40	" d'après les monnaies de Constantin et de ses successeurs.
Moyen - Age.		
864	12	Rapport probable d'après l' <i>Edictum Pistense</i> sous la dynastie Carlovingienne.
1104-1494	9 à 12	Rapport variable et apparemment arbitraire d'après les édits sur les Hôtels des Monnaies, Angleterre.
1260	10,5	Rapport moyen dans les villes commerçantes d'Italie.
1351	12,3	
1375	12,4	
1403	12,8	
1411	12	Rapport dans l'Allemagne du Nord, d'après l'Hôtel des Monnaies de Lubeck et d'après les comptes de l'Ordre Teutonique; moyenne par période de 40 ans.
1451	11,7	
1463	11,6	
1455-1494	10,5	
1469-1508	9,2	Moyennes d'après les comptes de l'Ordre Teutonique.
1497	10,7	Rapport établi par Isabelle-la-Catholique. Edit de Medina.
1500	10,5	Rapport en Allemagne d'après l'arithmétique de Adam Riese.

DATES.	RAPPORT	AUTORITÉS ET OBSERVATIONS.
Depuis la découverte de l'Amérique jusqu'au commencement des exploitations en Californie 1847, et en Australie 1851.		
1526	11,30	Rapports apparents, tirés des règlements des Hôtels
1543	11,10	des Monnaies. Angleterre.
1561	11,70	Règlements des Hôtels des Monnaies. France.
1575	11,68	
1551	11,17	» » Empire d'Allemagne.
1559	11,44	
1604	12,10	» » Angleterre.
1612	13,30	
1623	11,74	» » Allemagne du Nord.
1640	13,51	» » France.
1665	15,10	
1667	14,15	Allemagne du Nord. Hôtels des Monnaies.
1669	15,11	» » » »
1670	14,50	Angleterre. » »
1669	15	France. » »
1680	15,40	
1687-1700	14,97	
1701-1720	15,21	Rapports calculés d'après les cours bi-hebdomadaires
1721-1740	15,08	de Hambourg, donnant la valeur des ducats d'or de
1741-1790	14,74	Hollande en thalers argent jusqu'en 1771, et après
1791-1800	15,42	cette date en lingots d'argent fin. Le pair nomi-
1801-1810	15,61	nal de l'échange, pendant cette période, était de
1811-1820	15,51	1:14,80; les chiffres indiqués donnent les variations
1821-1830	15,80	du marché.
1831-1840	15,67	
1841-1850	15,83	
De 1851 à 1874.		
1851	15,46	
52	15,57	
53	15,33	
54	15,33	
55	15,36	
56	15,33	
57	15,27	
58	15,36	
59	15,21	
1860	15,30	
61	15,47	Cours de Londres; moyennes annuelles.
62	15,36	
63	15,38	En France, le rapport entre l'or et l'argent est fixé
64	15,40	par une loi 1:15,50.
65	15,33	
66	15,44	
67	15,57	
68	15,60	
69	15,60	
1870	15,60	

ACTES ADMINISTRATIFS
DE LA SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

EXTRAITS DES PROCÈS-VERBAUX
DES SÉANCES DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

Séance du 20 janvier 1880.

Présents : MM. Devillaine, président, Allimand, Baroulier, Carvès, Chansselle, Clair, Desbief, Grand'Eury, Meurgey. Mirc, Pinel, Pourcel et Wéry. — S'excusent : MM. Coignet, Euverte, Evrard, Leseure.

Quinze membres nouveaux présentés sont admis ; 18 membres sont démissionnaires et 1 est décédé depuis la dernière réunion.

M. de Cizancourt a adressé de Quiros (Espagne), où il réside depuis près d'un an, sa démission de Président de la Société. M. Devillaine le remercie au nom du Conseil des services signalés qu'il a rendus à la Société durant ses 5 années de présidence ; un extrait du procès-verbal de la séance lui sera envoyé.

Affaires diverses. — Nomination de la Commission de Comptabilité pour l'exercice 1879-1880. — Examen de mémoires, et publication du *Bulletin*.

Séance du 16 mars.

Présents : MM. Devillaine, président, Chansselle, Desbief, Evrard, Grand'Eury, Leseure, Mirc, Pinel et Pourcel. — Se font excuser : MM. Euverte, Meurgey et Vial.

Dix membres nouveaux sont admis ; 9 ont démissionné et 2 sont décédés depuis la dernière réunion.

Après le dépouillement de la correspondance, le Conseil vote une médaille d'or à M. Fayol (Henri), pour le remarquable mémoire qu'il a publié dans le *Bulletin* de 1879.

Une demande d'échange émanée de M. Armengaud est acceptée. Examen de notes et de mémoires, et leur réception pour l'impression au *Bulletin*.

— .
Leseure, Meurgey et Pinel. — Se font excuser : MM. Carvès, Mirc, Villiers et Wéry.

Deux membres nouveaux sont admis ; 3 membres sont démissionnaires depuis la dernière réunion.

La séance est principalement occupée par l'exposé de la situation financière, le renouvellement du tiers du Conseil et la nomination du Président de la Société à la prochaine assemblée générale du 16 mai.

Ensuite, affaires courantes, telles que : réception de mémoires, composition du *Bulletin*, etc.

PRIX-COURANTS

DES CHARBONS ET COKES

AU 1^{er} JUIN 1880.

A Saint-Etienne.

	la tonne.	
Pérats durs de première qualité	36 ¹ / ₂	»
Grêle	28,0	30,0
Pérats tendres, bonne qualité	29,0	30,0
— qualité ordinaire	26,0	27,0
Charbon pour gaz, première qualité	19,0	20,0
— — deuxième qualité	18,50	19,0
Menu de forge, première qualité	23,0	25,0
— — deuxième qualité	20,0	22,0
Menu lavé forge	18,0	19,0
Charbon de chauffage, première qualité	15,0	16,0
— — deuxième qualité	14,0	»
Menu pour la grosse forge	13,0	14,0
Menu pour fours à chaux	9,0	10,0
Grelassons et débris, premier choix	24,0	28,0
— — deuxième choix	21,0	23,0
Débris de crible, bonne qualité	22,0	23,0
— seconde qualité	20,0	22,0
Petites chatilles lavées	19,0	21,0
— non lavées	14,0	16,0
Menu fin ordinaire	10,0	10,50
Coke lavé, premier choix	35,0	38,0
— deuxième —	28,0	30,0
Coke lavé et non lavé, pour hauts-fourneaux	25,0	26,0
Petit coke, bonne qualité, pour chauffage	20,0	25,0
— escarbilles	10,0	15,0

Mouillères de Rive-de-Gier.

Malbroug	16 ¹ / ₂	25 ¹ / ₂
Menu	14,0	21,0
Pérats et grêles	30,0	40,0
Coke lavé	35,0	»
Coke non lavé	25,0	26,0

SUPPLÉMENT

A LA LISTE DES MEMBRES DE LA SOCIÉTÉ

AU 1^{er} JUIN 1880.

MEMBRES NOUVEAUX.

- Baer**, ingénieur en chef des mines de Rontchenko (Russie).
Beau, ingénieur aux mines de la Grand'Combe, à Champclauson (Gard).
Cervello (ANTONINO), ingegnere, via Torremuzza, 36, Palermo (Sicile).
Chevalier, libraire, rue Gérentet, 4, Saint-Etienne.
Chomienne, garde-mines, 17, cours du Midi, à Lyon.
Chesson (PROSPER), ingénieur civil, 29, avenue Trudaine, Paris.
Colin (CHARLES), ingénieur des mines de l'Eisenwerke-Lothringen, à Ars-sur-Moselle (Lorraine).
Dalverny (GUSTAVE), sous-directeur des travaux aux mines de Vicoigne (Nord).
Dinire (C.), ingénieur aux mines de Lens, à Liévin (Pas-de-Calais).
Fagès, agent général du charbonnage du Bernissart, près Condé (Belgique).
Lescanchez, ingénieur, 156, boulevard Magenta, Paris.
Metz (EDOUARD), maître de forges à Eich-lez-Luxembourg (Grand duché de Luxembourg).
Noguès, ingénieur en chef de la Société des mines d'Almería, à Almería (Espagne).
Péronet, ingénieur civil, à Saint-Didier, par Saint-Remy (Allier).
Reclin, ingénieur aux mines de Sain-Bel (Rhône).
Revest (CH.), ingénieur-directeur aux mines de fer de Dielette, par Flamanville (Manche).
Société Franco-Russe de l'Oural, à Perm (Russie).
Thiébaud (FERNAND), ingénieur des charbonnages d'Amersœur, à Jumet (Belgique).

CHANGEMENTS D'ADRESSES.

- Bathault** (LÉON), ingénieur aux ateliers de la Chaléassière, 10, rue de la Croix, Saint-Etienne.
Bouriez (J.-B.), au château de Marchiennes, Marchiennes-au-Pont (Belgique).
Boutan (E.), ingénieur des mines, 2, rue de Grammont, Paris.
Brechain (LUCIEN), ingénieur de la Compagnie charbonnière douaisienne (mines d'Ostricourt, à Oignies (Pas-de-Calais).
Brichaux, chef de fabrication aux forges de Saint-Nazaire, à Montoir-de-Bretagne (Loire-Inférieure).

- Combofort** (F.), ingénieur civil, représentant d'usines, 22, allées Lafayette, Toulouse.
- Desarces** (PAUL), ingénieur attaché à la direction et secrétaire du Conseil d'administration des mines de Sarre-et-Moselle, 69, rue des Bati-gnolles, Paris.
- Dumanet** (CHARLES), ingénieur à Havré (Belgique).
- Duny** (GUSTAVE), ingénieur-directeur des houillères de Bannes, à Saint-Paul-le-Jeune (Ardèche).
- Gauthier** (FERDINAND), secrétaire du Comité des Forges, 56, rue de Provence, Paris.
- Glépin** (HENRI), professeur d'exploitation à l'Ecole d'industrie et des mines du Hainaut, 3, avenue d'Havré, à Mons (Belgique).
- De Goumoëns**, directeur des mines de Ronchamp (Haute-Saône).
- Gounot**, ingénieur à Palerme (Sicile).
- Gravez**, directeur-gérant du charbonnage de Sars-Lonchamp, à Mons (Belgique).
- Halbrecq**, ingénieur-mécanicien, à Mons (Belgique).
- Kuhnmünch**, ingénieur aux mines de La Mure (Isère).
- Lamy**, ingénieur-directeur des omnibus et tramways de Lyon, 6, place de la Charité, Lyon.
- Milsom**, ingénieur aux mines de la Tafna, à Beni-Saf (Algérie).
- Poussigue**, ingénieur aux mines de Roche-la-Molière, près Saint-Etienne.
- Rebuffet**, directeur de l'usine Harel, à Givors (Rhône).
- De Rey-Pailhade**, ingénieur à la Compagnie française, 38, rue du Taur, à Toulouse.
- Ruffier**, ingénieur aux mines d'or de Cuiapiru (Uruguay).
- Thérond**, ingénieur aux usines de Tamaris, par Alais (Gard).
- Thorez** (EMILE), ingénieur-directeur des mines de Courcelles-lez-Lens, et ingénieur-conseil de la Société houillère de Fiennes, à Courcelles-lez-Lens (Pas-de-Calais).
- Vinchent**, ingénieur civil à Frameries (Belgique).
-

BULLETIN
DE LA
SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE.

ÉTUDE DU BASSIN DE BRASSAC

DÉPARTEMENTS DU PUY-DE-DÔME ET DE LA HAUTE-LOIRE,

Par M. MANIGLER, ingénieur directeur de mines.

Le Bassin houiller de Brassac, situé au milieu du plateau primitif du centre de la France, est placé entre les anciens volcans des Mont-d'Or, du Cantal et du Velay, à l'extrémité des départements du Puy-de-Dôme et de la Haute-Loire.

Son grand axe, en suivant la vallée de l'Allier, a 25 kilomètres de longueur du Sud au Nord, sa largeur moyenne est de 5 à 6 kilomètres, et sa surface totale d'environ 135 kilomètres carrés.

Il est traversé suivant sa plus grande longueur par le chemin de fer de Clermont-Ferrand à Nîmes; celui d'Arvant à Aurillac suit le bord Ouest sur 4 kilomètres d'Arvant à Lempdes.

Le terrain houiller est à découvert sur un cinquième seulement de la surface du bassin, au Nord, cette partie est toute concédée et renferme les travaux d'exploitation faits jusqu'à ce jour.

A l'extrémité Sud, se trouve à découvert un lambeau houiller à Lugeac, Lavaudieu, où quelques recherches ont été faites sans résultat sérieux.

Au Nord-Est de ces recherches, sur le bord Est du bassin, près du village de Lamothe, des travaux importants ont été faits sans donner une réussite complètement utile.

Dans tout le reste du bassin, le terrain houiller est entièrement recouvert par les sables et argiles rouges du tertiaire.

Quand on examine l'ensemble du bassin de Brassac, du som-

met d'une des montagnes qui le limite, on est frappé de son aspect ; on est tenté de croire qu'il représente, sans aucun dérangement, le bassin primitif dans lequel se sont déposées les assises houillères et tertiaires.

Sa disposition extérieure semble indiquer un grand réservoir auquel il ne manque que l'eau pour former un lac, bordé de montagnes beaucoup plus élevées que les bords et le milieu du bassin. L'absence de cette dernière paraît devoir être le résultat d'une érosion ou d'un accident du sol qui en aurait produit l'écoulement par l'extrémité Nord, en même temps que s'établissaient les lits définitifs de l'Allier et de l'Alagnon, rivières qui primitivement avaient apporté les éléments des assises qui ont produit le dépôt ; mais il n'en est rien, et l'étude du bassin prouve le contraire de ce que sa disposition extérieure semble démontrer.

Le Bassin houiller de Brassac est limité à l'Est par les contreforts des montagnes granitiques qui séparent la Loire de l'Allier ; à l'Ouest, par ceux des montagnes de Cézallier, situées entre le Mont-d'Or et le Cantal.

Surface. La surface du dépôt de Brassac est loin d'être représentée par celle qu'il a aujourd'hui ; l'étude que nous allons en faire donnera les phases par lesquelles il est passé pour arriver à sa forme actuelle ; son étendue primitive était bien plus grande que celle qu'il occupe actuellement.

Le petit lambeau de terrain houiller, dit de Fréssange, situé à 6 kilomètres Nord-Est du bassin, et élevé à 660 mètres au-dessus du niveau de la mer, est certainement un fragment du dépôt primitif, séparé par un des grands accidents du sol qui ont modifié sa forme.

La grande étendue du terrain tertiaire, à l'Ouest et au Nord

Cette grande étendue prouve que le bassin primitif devait être beaucoup plus considérable que celui apparent aujourd'hui ; mais rien ne nous permettant d'en fixer les limites exactes, nous ne nous occuperons que de la partie comprise entre Beaulieu, Lacombe, au Nord, et Lugeac-Lavaudieu au Sud.

A 20 kilomètres Sud de Brioude, se trouve le Bassin de Langeac, dans la même vallée de l'Allier, séparé de celui de Brassac par des montagnes de gneiss et des éruptions volcaniques ; ce bassin semble n'avoir aucun rapport avec le précédent comme nature de houille et superposition des bancs ; cependant nous dirons que les deux premiers étages du terrain de Brassac s'y trouvent, le troisième étage et le terrain tertiaire n'y existent pas ; mais les alluvions anciennes y sont représentées par les dépôts de cendres volcaniques solidifiées, et je puis dire avec certitude que ces deux bassins sont de la même époque et devaient primitivement faire partie d'un dépôt beaucoup plus grand divisé ensuite par des accidents postérieurs.

Bassin
de Langeac.

Les assises qui forment le Bassin de Brassac sont assez nombreuses ; en voici la nomenclature par ordre de superposition en allant de haut en bas :

Assises
du Bassin
de Brassac.

1° Alluvions modernes ;

2° Alluvions anciennes ou quaternaires :

3° Terrain tertiaire :

Miocène inférieur. { Calcaire et bancs de grès siliceux ;

{ Marnes blanches, rouges et vertes ;

Eocène supérieur. Argile plastique et sables bigarrés, rouges et blancs :

4° Terrain houiller ;

5° Vieux grès rouge ;

6° Gneiss.

J'étudierai la position de chacune de ces assises et leur

mière sera l'étude des mouvements du sol qui ont modifié la forme primitive du bassin pour lui donner celle actuelle, de l'ordre dans lequel ils se sont produits et des accidents qu'ils ont fait subir aux diverses assises formant le dépôt.

Cette étude permettra de bien déterminer la position exacte de chaque étage du terrain.

La seconde partie sera consacrée à l'étude minéralogique des assises, des points où elles sont visibles et de leur étendue à la surface.

Ce mémoire est accompagné :

1° D'un plan d'ensemble de tout le Bassin (Voir PL. V).

2° D'un plan de toute la partie Nord, où le terrain houiller est apparent.

3° De cinq coupes transversales et d'une coupe Nord-Sud.

PREMIÈRE PARTIE.

DES MOUVEMENTS DU SOL, ASPECT PHYSIQUE DU BASSIN.

Par suite de sa situation au fond d'une vallée, ayant sur son bord Est le commencement du grand massif des montagnes primitives qui séparent l'Allier de la Loire et sur son bord Ouest celui des montagnes volcaniques du Cézallier et du Cantal, le Bassin de Brassac ressemble, avons-nous dit, à un grand lac très-allongé du Nord au Sud, dont les eaux se seraient écoulées par une ouverture faite à son extrémité Nord, au confluent de l'Allier et de l'Alagnon.

de hauteur assez sensibles, elles donnent au bassin l'aspect de réservoir encaissé.

Les bords de ce bassin sont plus bas que le milieu ; voici les hauteurs des principaux points :

Extrémité Nord, point le plus bas du bord, confluent de l'Allier et de l'Alagnon, 392^m.

Extrémité du bord Sud, Lavaudieu, niveau de la Sénouïre, 460^m.

Les hauteurs des points du milieu du bassin, en allant du Nord au Sud, sont :

Sommet de la Butte du Pin.	485 ^m
Côte d'Armois	475 »
Plateau de Chamblève et Grosménil.	490 »
Bergoide et Lugeac (Auzon)	487 »
Au Nord de Brioude.	452 »
Lugeac, Lavaudieu :	500 »

Les hauteurs des montagnes, qui bordent le bassin en contact avec les assises de dépôt, sont sur le bord Est en allant du Nord au Sud :

Esteil.	708 ^m
La Chaux.	701 »
Montagne de Marnac	639 »
» d'Auzon	697 »
Clémensat	627 »
Savignut	905 »
Champagnac	905 »
Vaissière Pin	961 »

Védrine	793 m
Senèzes	758 »

On voit par ces tableaux que les bords s'élèvent à 2, 3 et 400^m plus haut que les niveaux supérieurs des assises bouillères et tertiaires du bassin.

L'Allier entre sur ce bassin, près de l'extrémité Sud avec la direction N.-S., le traverse de l'Ouest à l'Est pour suivre ce dernier côté dans toutes ces inflexions, jusqu'à l'extrémité Nord.

L'Alagnon entre sur le bassin à Lempdes, en sortant d'une vallée dont la direction est 0.30° S., pour aller au Saut-du-Loup avec une direction N.-S.

En dehors de ces deux vallées importantes, le reste de la surface est peu accidenté. Au centre du bassin s'élèvent des monticules ou plateaux de 50 mètres à 100 mètres au-dessus des bords, ayant tous la direction du dernier mouvement du sol N. 10° O., se terminant contre les petits mouvements transversaux, qui souvent ne se traduisent que par quelques petites dépressions du sol. Deux vallées d'érosion ont seules une certaine étendue.

La première, au Nord de Brioude, suit d'abord le côté Ouest du bassin, puis le traverse pour venir à l'Allier en allant de Polbiac à Saint-Féréol-de-Cohade.

La seconde, plus au Nord, dite vallée de la Louge, suit également le bord Ouest jusqu'à Arvant, puis traverse le bassin pour venir à l'Allier. Le chemin de fer de Clermont à Nîmes la suit d'Arvant à Rondary.

pas d'une même intensité sur tous les points de la surface ; si l'on suit une ligne de mouvement, on remarque que sur certains points le terrain a résisté, et a été peu élevé au-dessus du sol environnant, tandis que, en d'autres points, il atteint la hauteur maxima du mouvement ; mais alors il arrive toujours qu'en ce point les assises se sont rompues avec dépression immédiate, ou vallée dont la direction est perpendiculaire au mouvement général.

Pour être clair dans ma description des mouvements du bassin, je diviserai chaque mouvement en deux parties : j'appellerai mouvement principal le plus apparent, et mouvement complémentaire celui qui lui est perpendiculaire. Entre deux ondulations du mouvement principal se trouvent de grandes vallées parallèles qui se sont produites, soit par de simples ondulations ou par de grandes cassures ; dans tous les cas, elles viennent se terminer contre les cassures des mouvements complémentaires.

Les mouvements du sol se produisent de deux manières différentes, soit brusquement à la fin d'une formation de dépôt, en bouleversant tout ou partie de ce bassin, soit lentement pendant le dépôt même des assises pour se terminer ensuite brusquement.

Ces explications données, je commencerai la description des mouvements du sol du Bassin de Brassac.

L'étude du Bassin de Brassac nous montre le terrain houiller apparent aux deux extrémités, amené à la surface par un grand accident dont la direction principale est S.-N. 5° O., en se terminant par deux cassures complémentaires E.-O. 5° S., à la Combelle au Nord et à Lavaudieu au Sud ; plusieurs vallées ou

1^{er}
mouvement.

l'Allier de la Loire. Ce mouvement a produit les soulèvements qui ont fait surgir au-dessus de la mer houillère les premières parties du sol qui commencèrent le plateau central de la France; ce plateau fut ensuite terminé par les grandes éruptions volcaniques de l'Auvergne, du Cantal et du Velay, et par l'exhaussement des montagnes primitives qui lui ont donné sa forme actuelle.

Les effets produits sur les assises houillères par le premier mouvement du sol ont été considérables aux deux extrémités du bassin; elles ont été soulevées, ayant 12 à 1.400 mètres d'épaisseur au Nord du bassin sur 7 à 8 kilomètres de longueur, au-dessus du niveau des eaux des dépôts postérieurs. Ces assises ont aux extrémités Nord et Sud du bassin la direction E.-O. 5° S. et sur les bords Est et Ouest de ce dernier celle S.-N. 5° O.; de manière qu'une coupe faite dans la direction Est-Ouest, en dehors des extrémités, donne aux bancs la forme d'un V avec les branches très-relevées (voir les coupes, PL. V).

La séparation du lambeau houiller de Fressange, à l'extrémité Nord-Est du bassin, est due à ce mouvement. Ce petit bassin se trouve aujourd'hui à 6 kilomètres Est du dépôt principal et sa surface est à 660 mètres au-dessus du niveau de la mer.

A l'extrémité Sud et Sud-Est du bassin, ce mouvement semble avoir précédé le dépôt complet des assises houillères et avoir agi lentement pendant toute la formation, son action ayant été de soulever lentement le fond du bassin, et de laisser déposer les assises, mais avec des épaisseurs infiniment moindres, pour ensuite se terminer par des relèvements brusques.

Les travaux importants faits au village de Lamothe, près Brioude, sur le bord Est du bassin, démontrent que les trois

L'Allier, au Sud de Brioude, rentre sur le bassin en suivant la direction du mouvement principal, S.-N. 5° O., et sépare la partie soulevée au Sud de la partie médiane du bassin qui a reçu le dépôt de toutes les assises tertiaires.

Comme nous venons de le voir, l'influence de ce mouvement a été très-grande sur les assises houillères, tout en déterminant les limites extrêmes du bassin au Nord et au Sud.

Les assises houillères étant recouvertes au centre du Bassin de Brassac, sur la plus grande partie de leur surface, il est assez difficile de déterminer les points où cet accident est venu les bouleverser, mais nous en trouvons encore les traces sur le bord Est du dépôt. Au Nord, les deux directions sont bien apparentes sur les assises houillères, le relèvement des couches et les bords Est et Ouest ont la direction principale N.-S. 5° E.

La trace du mouvement complémentaire E.-O. 5° S. se trouve :

1° Dans les fentes ou filons ayant cette direction au Nord-Ouest de Sainte-Florine, sur le chemin allant de Grosménil à Armois et la Combelle, ces filons sont composés de matières volcaniques noires avec noyaux de chaux carbonatée blanche ;

2° Dans le mouvement ou ondulation de Fondary au Grosménil ;

3° Dans la rentrée du gneiss, dans le bassin, sur le bord Nord-Est, au Nord de Jumeaux, à Brassac et à Lugeac-Bergoide.

2^{me}
mouvement.

Le Bassin de Brassac paraît avoir joui d'une période de tranquillité assez grande après le dépôt des assises houillères, aucun accident ne semble l'avoir dérangé jusqu'à l'époque qui précède le dépôt des assises tertiaires, époque où de grandes cassures ou dépression de terrain ont eu lieu, suivant la direction E.-O. 40° N., correspondant au mouvement dit du Thurin-

Les effets produits à la surface du sol, par ces mouvements, ont dû être grands, mais ne sont plus apparents, les assises tertiaires étant complètement disloquées à l'Ouest de Brassac par les accidents postérieurs.

Les assises houillères de l'Ouest et du Nord du bassin ont été séparées suivant cette direction et précipitées à l'Ouest à une grande profondeur. Les travaux Ouest des concessions du Grosménil, de Frugères, de Bouxhors viennent tous s'arrêter contre cet accident suivant une ligne ayant la direction E.-O. 40° N.

Des travaux de recherches de houille ont été faits à l'Ouest de cette ligne, très-près du terrain houiller, qui ont démontré que ce dernier a été brisé franchement comme une falaise verticale de 2 à 300 mètres de hauteur contre laquelle sont venues s'appuyer les assises rouges du terrain tertiaire (Voir coupes 3, 4 et 5, PL. V).

Le puits de Frugères, placé en face du puits Robert, à 40 mètres environ de la ligne de contact du terrain houiller et des sables et argiles rouges, a été foncé jusqu'à 150 mètres, toujours dans ces mêmes sables et argiles bigarrés sans changement.

Un puits placé un peu au Sud du village de Vergougheon, à l'Ouest de la grande ligne d'accident, foncé et murailté sur 205 mètres, puis continué par un trou de sonde de 115 mètres, a donné les résultats suivants : sur 320 mètres de profondeur, 285 mètres ont été faits dans les argiles et terrains tertiaires, et 35 mètres dans le terrain houiller, composé de schistes gris et de grès caractéristiques.

Ce dernier puits est placé à 2.000 mètres du premier, sur le prolongement Sud de la direction des affleurements des couches de Grosménil, de Frugères et de Bouxhors, il semble avoir traversé toute l'épaisseur maxima, sur le Bassin de Brassac, des argiles et sables bigarrés tertiaires, comme nous le verrons dans l'étude de cette assise.

Après le 2^m mouvement, les assises inférieures des argiles et sables bigarrés du Tertiaire vinrent se déposer en prenant pour limite Est, sur le bassin de Brassac, la falaise de l'assise bouillère que nous venons d'étudier.

*Influence
de ce mouve-
ment
à la surface.*

Les limites de ce nouveau bassin de dépôt au Sud, au Nord et à l'Ouest restent difficiles à déterminer ; il paraîtrait avoir occupé à l'Ouest et au Nord-Ouest la presque totalité de la surface du plateau central primitif actuel de la France, en même temps qu'il faisait partie du bassin tertiaire de la Limagne d'Auvergne, c'est-à-dire du bassin de l'Allier qui lui-même se joint et ne fait qu'un avec celui de la Loire, vers la vallée de la Bèbre au-delà de la Palisse, pour ne former qu'un seul et même dépôt tertiaire occupant le centre de la France.

Les grandes perturbations volcaniques survenues à la fin de sa formation, en déterminant le 3^m mouvement du sol, ont divisé la partie à l'Ouest et au Nord-Ouest du Bassin de Brassac en une foule de lambeaux tertiaires que l'on peut relier facilement de proche en proche avec le bassin principal, quoique souvent placés à de grandes hauteurs au-dessus du niveau de la mer, et à de grandes distances de ce bassin.

Le premier lambeau que nous trouvons à l'Ouest du dépôt bouillier est celui de Lorlange séparé de ce dernier par une petite ligne de montagnes de gneiss, puis un peu plus loin celui de Blesle à droite et à gauche de la vallée de l'Alagnon, à Grenier Mongon ; il y en a ensuite sur tout le pourtour du Plomb du Cantal, et dans un grand nombre de points de son massif montagneux.

En descendant le versant Est du Plomb, au-dessus de Murat, rive gauche de l'Alagnon, sur le versant Ouest de la même montagne, dans les vallées de la Cère et de la Jordane, on trouve le bassin d'Arpayon et d'Aurillac, plus à l'Ouest ceux de Maurs, Saint-Constant et Saint-Sentin (Cantal et Aveyron) ; au Nord d'Aurillac à Limone, celui de Saint-Christophe et environs de Mauriac.

Au Sud des montagnes du Cantal, près de Saint-Flour, à Espinasse, on a ceux de Saint-Martin-d'Houillac, de Mur de Barès, et en revenant vers Aurillac à l'Ouest, celui de Saint-Etienne de Carlal.

Dans tous les points les plus rapprochés des éruptions volcaniques, les assises tertiaires se trouvent au fond des vallées recouvertes par des coulées basaltiques qui les ont protégées ; les parties environnantes ayant été emportées par de grandes érosions.

Tous ces lambeaux de petits dépôts se relient facilement les uns aux autres, et on peut affirmer qu'en premier lieu ils faisaient tous partie d'un seul et même bassin de dépôt ; ils sont partout composés des mêmes assises, ayant le même ordre de superposition et formés des mêmes éléments que les assises de dépôt du Bassin de Brassac. Au Nord-Ouest de ce dernier, les éruptions volcaniques du Mont-d'Or ont soulevé également une partie des assises du dépôt tertiaire ; au Nord, les coulées basaltiques les ont recouvertes, mais étant bien plus rapprochées du bassin, sur toute la rive gauche de l'Allier, il est bien plus facile de réunir les lambeaux isolés de cette partie au bassin principal.

Au Sud de Brassac, l'assise inférieure du tertiaire se trouve aux environs de Paulhaguet, lui servant de liaison avec le dépôt tertiaire du Velay, également divisé par les éruptions volcaniques et les mouvements du sol postérieur à celui qui nous occupe.

Nous terminerons l'étude de ce 2^m mouvement par une observation, c'est que pendant le dépôt de la première assise du Tertiaire, le 2^m mouvement commençait à se faire sentir.

de Brassac, tandis qu'il est très-abondant sur les autres points de la formation tertiaire.

Les éruptions volcaniques du centre de la France ont eu lieu à la fin du dépôt de l'assise calcaire supérieure du tertiaire de Brassac, en produisant de grands soulèvements sur une étendue considérable de la surface.

3^{me}
mouvement.

Le Bassin de Brassac, compris entre les éruptions du Cantal, du Cézallier et du Velay, a été traversé par les mouvements produits, qui en ont complètement changé la forme et diminué la surface des dernières assises de dépôt du terrain tertiaire.

Le 3^{me} mouvement du sol a pour direction principale S.-N. 30° O. et pour direction complémentaire O.-E. 30° N.

La direction principale S.-N. 30° O. se fait sentir très-vivement sur les bords Est et Ouest du dépôt des assises houillères; elle est parallèle à la ligne de crête des montagnes volcaniques du Velay qui longent l'Allier au Sud du bassin, et se rapproche beaucoup de la direction des montagnes primitives de la Margeride.

A l'Ouest du bassin le premier lambeau du terrain tertiaire dit de Lorlange en a été séparé par une suite de montagnes ayant cette direction, et qui lui servent de limite de Saint-Géron à Lempdes et bien au-delà vers le Nord.

C'est à la suite de ces mouvements et des grands cataclysmes qui se sont produits à cette époque, que les parties Ouest et Nord-Ouest du dépôt tertiaire ont été séparées du bassin de Brassac, et divisées en lambeaux ou petits dépôts répandus autour et au milieu des roches volcaniques; c'est également à cette époque géologique que le terrain tertiaire du Velay a été séparé du terrain houiller.

Sur le bord Est du bassin se trouve une petite éruption volcanique dite le volcan des Grèzes, près du village de Lamothe, qui apparut à cette époque en même temps que le relèvement du bord Est du bassin de Lamothe à Auzon, qui possède la direction S.-N. 30° O.

Quatre pointements basaltiques se montrent également au milieu du bassin en redressant les assises supérieures qu'ils traversent ; ils ont de deux en deux la direction du mouvement principal S.-N. 30° O. Deux de ces pointements forment les roches de Bournoncle, près du bord Ouest, les deux autres sont au milieu, à l'Est de Barthière, entre ce hameau et la route de Lempdes à Brioude, au Nord et plus rapprochés de cette dernière localité.

La direction complémentaire O.-E. 30° N., arrivée à l'époque ou à la fin des éruptions volcaniques, est grandement représentée sur le bassin et sur toutes les parties environnantes, sur les bords Ouest et Est et au Nord par des vallées importantes, sur les assises houillères du Nord par une ligne de Cammes allant de Lempdes à l'Ouest, à Brassac à l'Est. Son effet en ce point a été de relever les assises du Sud par rapport à celles du Nord, sur la partie élevée du sol, au milieu du bassin, à l'Ouest de Sainte-Florine. Cette surélévation n'est pas apparente à la surface, la différence de hauteur qui devrait exister au Sud ayant été nivellée et emportée par les érosions postérieures ; mais il est facile de s'assurer des effets qui se sont produits, en suivant les nombreux affleurements de couches qui se trouvent sur le revers Est de la crête de la montagne, à droite du chemin allant du Grosménil à la Combelle. Tous ses affleurements s'arrêtent brusquement à la ligne de cassure, pour reprendre sur le revers Ouest de l'autre côté du chemin une inclinaison inverse. Toute la partie Nord des assises houillères soulevée en ce point a complètement disparu,

du bassin et une partie du Sud-Ouest, limitant les assises houillères, ainsi que le réservoir dans lequel est venu se déposer le terrain quaternaire ou des alluvions anciennes. Il est facile de voir aujourd'hui quelles ont été les limites de ce nouveau bassin et par quels points arrivaient les cours d'eau qui transportaient les débris qui ont produit ces alluvions.

La surface du sol, à cette époque géologique, semble être peu accidentée ; tous les points la formant sont à peu près à la même hauteur, et l'épaisseur de cette nouvelle assise a été partout assez faible.

Les points d'arrivée sur le bassin des eaux transportant les alluvions étaient au Sud l'extrémité des vallées latérales, à l'Est celle du ruisseau d'Auzon et à l'Ouest celle de la vallée de l'Alagnon à Lempdes.

Ces points sont parfaitement déterminés dans la formation des alluvions, par la grosseur des galets beaucoup plus considérables aux points où les cours d'eau entraient dans le bassin, en perdant de leur vitesse ; ce dont on peut facilement s'assurer en étudiant l'assise à la surface du sol actuel.

A l'extrémité Nord du bassin houiller, à la Combelle, près du village des Roches, se trouve un point reculé, où les alluvions anciennes ont été recoupées par la tranchée du petit chemin de fer d'exploitation. Elles se composent d'une épaisseur de 4 à 5 mètres de petits morceaux de ponce volcanique blanches et grises, très-légères reposant au Nord sur le gneiss et au Sud, sur les assises inférieures du terrain houiller. Ces ponces ont été poussées et amoncelées dans ce point par les vagues, qui venaient se briser contre les bords du réservoir,

qu'une fouille peu coûteuse pourrait donner des résultats sérieux pour la science.

4^{me}
mouvement.

Le 4^{me} mouvement, dont la direction principale est S.-N. 10° O. et la direction complémentaire O.-E. 10° N., s'est produit à la fin du dépôt des alluvions anciennes. Ses effets à la surface ont été considérables ; il a déterminé les monticules du centre du bassin de Brioude au Sud à la côte du Pin, et de la Combelle au Nord ; les grands affaissements qui ont déterminé le lit de l'Allier sur le bord Est et celui de l'Alagnon sur le bord Ouest de Lempdes au Saut-du-Loup, en donnant au bassin sa forme actuelle.

Ce dernier mouvement, aidé par les érosions qui l'ont suivi, dont les effets ont été considérables par suite du peu de consistance des argiles et sables bigarrés et des alluvions anciennes, a produit l'abaissement du lit des rivières et l'ouverture du Saut-du-Loup à l'extrémité Nord du Bassin de Brassac, par laquelle se sont écoulées toutes les eaux, en donnant à la surface de ce dernier la forme qu'elle présente, laissant sur les hauteurs les alluvions anciennes, donnant lieu aux modernes dans les fonds, en les laissant à de petites hauteurs sur le côté, par suite de l'abaissement successif des eaux des deux rivières principales.

Cet accident, étant le dernier de la formation, est apparent sur toute la surface du bassin ; comme nous l'avons dit, tous les monticules du milieu et des bords du bassin ont cette direction, ainsi que les cassures des rives droite et gauche de l'Allier dans les plaines de Lubersac et de Brassac, la rive

SECONDE PARTIE.

ÉTUDE DES ASSISES FORMANT LE BASSIN HOUILLER
DE BRASSAC.

Toutes les assises du dépôt reposent sur un fond de gneiss qui forme tous les monticules du bord du Bassin de Brassac, ainsi que tous les grands massifs de montagnes qui l'entourent.

Ce gneiss, sur tout le pourtour du bassin, a une composition à peu près constante que nous pouvons fixer ainsi : il est formé :

Gneiss.

1° De grains de quartz hyalin, souvent grisâtres, amorphes et irréguliers.

2° De feldspath blanc, lamelleux.

3° De mica noir, donnant à l'ensemble de la roche une teinte grise ; ce dernier élément domine quelquefois, et alors la roche prend l'aspect de micaschiste gris noir foncé.

Les premiers bancs du bassin qui reposent sur le gneiss forment une assise inférieure au terrain houiller qui présente tous les caractères du vieux grès rouge.

Vieux grès
rouge.

Il est formé d'un conglomérat à la base, composé de galets de quartz, de granit gris et de fragments de gneiss ; au-dessus viennent des bancs de grès rouge, intercalé avec des bancs de schiste verdâtre et rouge lie de vin, talqueux, doux au toucher.

Cette assise est peu étendue sur le bord du bassin, elle est presque partout recouverte par les assises supérieures, visible sur le bord Nord-Est, entre le Théron et Brassac, au point où

Etendue.

le gneiss repose le conglomérat; puis viennent les grès et argiles rouges lie de vin, ainsi que les schistes verdâtres. En suivant le même coté Est du bassin, vers le Sud, près de Lendes, commune d'Azevat, à l'extrémité Ouest de Côte-Rouge, se trouve des grès avec grains de feldspath rouge, ainsi que des schistes rouges qui n'ont pas le même aspect et qui appartiennent à l'assise supérieure du terrain houiller.

Cuivre carbonaté
bleu et vert.

Nous ferons remarquer en passant qu'à moitié chemin, entre le Moulin de Côte-Rouge et le village d'Allevier, dans un ravin, se trouve une alternance de ces grès et schistes verdâtres, au milieu desquels est un banc de schiste gris charbonneux de 0^m,30 à 0^m,40 d'épaisseur, contenant dans ses feuilletés une certaine quantité de cuivre carbonaté bleu et vert, et même du cuivre natif à l'état d'enduit.

Ce terrain, par ses caractères minéralogiques, semblerait appartenir au terrain permien, dit Zechstein des Allemands, mais il fait certainement partie du haut de l'assise houillère; le Permien n'étant représenté en aucun autre point du bassin. La présence de ce cuivre s'explique par la proximité d'un filon de pyrite cuivreuse avec carbonate et oxyde de cuivre, qui se trouve à une petite distance de ce ravin, visible un peu au Nord dans le gneiss.

Extrémité Sud
du bassin.

A l'extrémité Sud du bassin, à Lugeac-Lavaudieu, se trouve l'assise du grès rouge sur une assez grande surface. La base du terrain houiller repose sur des bancs de grès et de schistes argileux rouges lie de vin ou verdâtres très-brillants et doux au toucher.

épaisseur.

Cette assise, en ce point, semble avoir une épaisseur beaucoup plus grande qu'à Bergoide et au Théron, où elle n'a que quelques mètres, tandis qu'elle dépasse 40 à 50 mètres. (Voir le plan d'ensemble, Pl. V.)

points apparents; nous étudierons ensuite les autres parties reconnues à la surface, au Sud et sur les bords et nous les comparerons entre elles.

Cette formation houillère se divise en trois étages parfaitement distincts les uns des autres, tous les trois semblant être en stratification concordante, séparés par des conglomérats puissants.

Deux des étages sont parfaitement connus, ayant été traversés sur toute leur épaisseur par les travaux de recherches et d'exploitation faits jusqu'à ce jour.

Pour faciliter cette étude, j'ai dressé le plan FIG. 2, PL. V, avec cinq coupes.

Cette division en étages s'établit ainsi :

1^{er} étage ou étage supérieur dit du Grosménil, comprenant toutes les couches reconnues par les travaux des concessions Sud du terrain houiller Nord, du Grosménil, de Frugères Mège-Cosle, Bouxhors, la Taupe et Fondary.

2^{me} étage ou étage moyen, dit d'Armois.

3^{me} étage, ou étage inférieur, dit de la Combelle et Charbonnier.

Nous continuerons ce travail en allant de bas en haut, soit commençant par l'étage inférieur; nous donnerons sa composition, son épaisseur, toujours dans la partie Nord du bassin, indiquant à la surface les points où il est visible, son étendue à la surface et les travaux faits dans les différentes couches qu'il renferme.

L'étage inférieur ou de la Combelle, partie extrême Nord du bassin, a été traversé à peu près en entier par les travaux des puits d'Orléans et de la Verrerie de la concession de la Combelle.

Etage inférieur
dit
de la Combelle.

Il commence par des grès grossiers avec galets de granit et de quartz reposant directement sur le grès rouge, il se continue par des bancs de grès à grains moyens d'une couleur gris-bleuâtre; exposés à l'air et aux intempéries, ils deviennent

argileux, colorés par un ciment d'argile ferrugineux, qui s'hydrate. Ces grès alternent avec des schistes gris brun, avec fillets de fer lithoïde, mais les schistes sont beaucoup moins abondants que les grès.

*épaisseur
de l'étage molo-
caire.* L'épaisseur de cet étage, du grès rouge au-dessous du conglomérat de l'étage moyen, suivant l'étude des travaux et les coupes du terrain, est de 500 mètres.

*Couches
de houille.
La Combelle.* Il renferme à la Combelle sept couches de houille connues qui sont ainsi placées :

A 250 mètres au-dessous du conglomérat supérieur, se trouve un premier groupe de trois couches, dit système des couches de la Combelle, composé :

1° D'une première couche dite du Toit.	1 ^m , » d'épaisseur.
2° A 1 ^m ,50 au-dessous, la grande cou-	
che	4 ^m , » d°
3° A 18 mètres plus bas, la 3 ^{me} couche	
dite veine de la sole.	1 ^m , » d°
Ensemble.	6 ^m , » d°

80 mètres plus bas existent trois nouvelles couches dites de la Verrerie, séparées l'une de l'autre par des bancs de schiste de 1 mètre d'épaisseur :

La 1 ^{re} a.	1 ^m » de puissance.
La 2 ^{me} a	1 ^m » d°
La 3 ^{me} a	2 ^m » d°
Ensemble.	4 ^m » d°

Enfin, au mur de ces couches, à une distance encore indéterminée, une 7^{me} couche de 0^m,80 d'épaisseur, dans laquelle

de 6 à 8 mètres d'épaisseur divisée dans certains points en trois bancs par des filets de schistes ; à 12 mètres environ au-dessous, se rencontre une couche de 1 mètre d'épaisseur.

Ces couches représentent le groupe des couches dites système de la Combelle.

La grande couche n'est qu'à 120 mètres de la base du conglomérat à l'étage moyen (puits Alexandre). Le groupe des couches de la Verrerie manque complètement, mais cela tient au relèvement du bord du bassin ; en ce point il n'est pas à douter qu'en se rapprochant du centre du dépôt et de la Combelle en dehors de l'accident qui relève l'assise inférieure, on les retrouve avec l'épaisseur entière de cette dernière.

Il ne peut y avoir de doute sur la similitude de position des travaux de la Combelle et de Charbonnier dans l'assise inférieure du dépôt.

En ces deux points, ils sont placés entre le conglomérat de l'étage moyen et le bord du gneiss, dans des conditions parfaitement semblables.

Le conglomérat est caractéristique, et on le rencontre sans solution de continuité, de Charbonnier à la Combelle, en suivant le bord Ouest du bassin, puis au Sud de ce dernier, en suivant le bord Est jusqu'à Brassac.

A 2 kilomètres Sud-Est de la Combelle, et au Nord de Jumeaux, des travaux ont été ouverts dans une couche de 3 mètres d'épaisseur divisée en trois parties par des bancs de schiste ; sa direction est N.-S., avec une inclinaison de 45°. Ces travaux n'ont pas été importants, ayant été arrêtés de toute part par des accidents.

Jumeaux.

La houille était anthraciteuse, ne donnant que du menu, souvent mélangé avec le schiste des bancs de séparation ; elle n'était bonne que pour la cuisson de la chaux. Cette couche, par suite de sa position par rapport au bord du bassin, sa division en trois bancs par des schistes, semble représenter les couches de la Verrerie (Combelle) situées à la partie inférieure

de l'assise houillère. Au-dessus sont des affleurements qui doivent représenter les couches supérieures ; mais j'ajouterai que les travaux dont il s'agit sont presque en dehors du bassin et qu'il est difficile de fixer la position de chacune des couches.

La houille extraite à la Combelle est de la houille maigre à courte flamme, très-pure contenant peu de cendres et brûlant très-facilement ; elle est noire, brillante, sans mélange de schiste.

Sa composition, d'après M. l'ingénieur en chef des mines Baudin, est :

Coke.	80.60	} 100
Matières volatiles.	19.40	
Cendres, 8 p. %.		

Charbonnier.

La houille de Charbonnier est bien différente, elle est complètement passée à l'état d'anhracite ou coke naturel, noire, brillante, très-pure et d'un bel aspect ; la couche très-régulière donne beaucoup de gros sans le moindre schiste ; sa composition, d'après le même ingénieur, est :

Coke	87.80	} 100
Matières volatiles.	12.20	
Cendres de 7 à 8 p. %.		

Comme fait remarquable, l'anhracite se présente quelquefois en boules formées de feuilles concentriques que l'on peut détacher l'une après l'autre ; ce fait n'est autre chose que le résultat du métamorphisme qu'ont subi les couches après leur formation.

Jumeaux.

La houille de Jumeaux, dont nous n'avons pas l'analyse était également anhraciteuse.

à un développement de température intérieure dans le point où la houille est devenue anthraciteuse à un moment donné après le dépôt et la solidification des couches.

L'espace occupé à la surface dans le Nord du Bassin houiller de Brassac, par l'étage inférieur, est assez grand, compris entre la ligne de gneiss qui borde ce bassin et le conglomérat de la base de l'étage moyen très-apparent sur le sol extérieur. Cet étage forme une zone de 5 à 600 mètres de largeur qu'on peut suivre sur une longueur de dix kilomètres, en partant de Charbonnier à l'Ouest et remontant à la Combelle, où elle se contourne parallèlement au bord extérieur du bassin à son extrémité Nord, en allant de l'Ouest à l'Est, puis elle revient vers le Sud par le sommet de la Côte du Pin jusqu'à Solignac et Brassac, où elle se reporte à l'Est de l'Allier, dont elle remonte le cours sur la rive droite, en suivant toujours le bord du bassin jusqu'en face du village de Vezelon.

**Etendue
de l'étage infé-
rieur.**

A la Combelle, les couches relevées à l'extrémité Nord du bassin ont la direction complémentaire E. 5° N. du premier mouvement, pour prendre à l'Est et à l'Ouest la direction à angle droit N. 5° O. de la direction principale.

**Influence
des
mouvements
du sol
sur les couches
de l'étage
inférieur.
La Combelle.**

A la fin du dépôt des assises supérieures du bassin houiller, le dernier mouvement est venu de nouveau disloquer toute cette partie extrême du bassin, en donnant à ce point de la vallée de l'Alagnon la direction E.-O. 10° S., en produisant la cassure du Saut-du-Loup, donnant à l'Allier la direction S.-N. 10° O., et en soulevant la montagne du Pin, ainsi que les assises houillères au Sud du puits d'Orléans, avec le conglomérat de la base de l'étage moyen.

L'assise houillère inférieure à Charbonnier semble avoir été amincie ; elle n'a plus que 200 mètres d'épaisseur, avec absence des couches du second système ; mais, comme je l'ai dit plus haut, cela tient à un accident local, le premier mouvement du sol n'ayant pas ramené à la surface la partie de la base du terrain houiller.

**Étage moyen
dit d'Armois.**

L'étage moyen commence par un conglomérat à la base, sur lequel reposent des bancs de grès et de schistes qui, par suite d'un effet métamorphique que nous allons décrire, l'ont fait considérer par M. l'ingénieur en chef Baudin dans son étude du bassin de Brassac, de 1861, comme étant une couche de porphyre, en stratification concordante avec les bancs du terrain houiller.

**Porphyre
présumé
à la
base de l'étage.**

Nous ferons remarquer que cet effet de métamorphisme ne se rencontre qu'à la partie extrême Nord du bassin houiller, ne dépassant pas au Sud une ligue traversant le bassin et allant de Charbonnier au Nord de Brassac, entre Solignac et Peillavat.

Si nous suivons la partie des roches métamorphisées, à partir de Charbonnier, pour venir à la Combelle au Nord, nous trouvons d'abord au point de départ une grande falaise presque verticale, formée d'un conglomérat de galets de quartz et de granit avec cristaux de feldspath blanc, cimentés par une pâte feldspathique très-solide, avec petits filons de quartz hyalin et cristaux en prismes pyramidés, le tout très-solide et résistant aux intempéries atmosphériques. Cette falaise existe au-dessous du château de Charbonnier et s'avance en suivant l'Alagnon jusqu'au Nord des travaux, puis elle disparaît.

A un kilomètre Nord de Charbonnier, un peu au-dessous du

variées de vert, de rose, de gris et de blanc jaune, leur donnant l'aspect d'une roche étrangère aux grès stratifiés.

En remontant du côté de la Combelle, on rencontre de nouveau le conglomérat en dykes solides, faisant saillie sur les bancs environnants. Ce conglomérat vient passer sur le puits d'Orléans de la Combelle et remonte ensuite à l'Est, au petit bois situé au-dessus de ce dernier.

Dans tous les points précédents, les dykes ou parties saillantes au-dessus du sol, se trouvent toujours formées de ce même conglomérat, composé de galets de quartz et de granit avec cristaux de feldspath blanc, le tout réuni par le ciment feldspathique de Charbonnier, leur donnant une très-grande résistance.

Nous ferons également remarquer que dans le petit bois au-dessus du puits d'Orléans, se trouvent des filons de quartz avec cristaux. De ce dernier point descendant à l'Est sur le chemin de la Combelle à Brassac, on retrouve des grès supérieurs à grains moyens, beaucoup moins résistants que le conglomérat, mais possédant toujours le ciment feldspathique qui a pénétré entre les grains de ces grès dont la structure primitive était très-lâche ; en les pénétrant, le feldspath leur a donné l'aspect d'un porphyre à petits cristaux, ces derniers étant représentés par les grains de quartz empâtés dans un ciment blanc jaunâtre qui est le même que celui du conglomérat, mais beaucoup moins solide en ce point, à cause de l'humidité à peu près constante qui y règne.

Continuant à suivre les assises de la base de l'étage moyen jusqu'au sommet de la Côte du Pin, l'état métamorphique de-

Cet état de choses règne sur toute la partie supérieure de la montagne du Pin, et, même en descendant le revers Sud, le ciment est beaucoup plus abondant et donne au grès et au conglomérat une teinte jaune blanc prononcé, qui les fait se détacher de la teinte générale des roches environnantes; arrivé au bas de la montagne, à l'Est du hameau de Peillevat, le métamorphisme cesse.

Le conglomérat et les bancs supérieurs reviennent à leur état primitif et on peut les suivre en ligne droite de ce dernier point à la gare de Brassac. Là, ils sont transportés à l'Est, jusque sur la rive droite de l'Allier qu'ils suivent jusqu'au-dessous de Vezelon, en face du point où la Leuge se jette dans cette rivière.

Le conglomérat se suit régulièrement sans interruption de Charbonnier à la Combelle et à Brassac.

**Effet
du métamor-
phisme.**

L'effet de ce métamorphisme a été produit par le dépôt de ciments feldspathiques et siliceux abandonnés par des sources d'eaux chaudes minérales à leur arrivée à la surface. Ces sources apparurent après le premier et le second mouvement du sol et semblent avoir disparu après le troisième ou le quatrième.

Les deux premiers mouvements du sol, en élevant la partie Nord du bassin houiller au-dessus du niveau du dépôt des assises postérieures, ont produit un plateau qui devait être en partie horizontal, le centre plus élevé que la partie de la base du terrain houiller qui recevait les eaux des sources et les ciments qui l'ont métamorphisé.

Ce métamorphisme, comme tous ses semblables, n'est que

profondeur de 1 à 2 mètres au-dessous de la surface, ils reviennent à leur état primitif.

L'épaisseur de l'étage moyen, d'après les coupes extérieures et les inclinaisons des bancs à la surface, est de 7 à 800 mètres. Épaisseur
de
l'étage moyen.

Comme nous l'avons vu, il commence par un conglomérat à la base avec gros cailloux de quartz blanc, des galets de granit gris arrondis, avec grands cristaux de feldspath blanc, des galets de micaschiste et de schiste brun violet, débris du grès rouge. Son épaisseur est de 3 à 4 mètres, quand il n'est pas métamorphisé, son ciment se compose d'argile ferrugineuse.

Au-dessous de ce conglomérat, vient une succession de bancs de grès à grains moyens intercalés avec des schistes, à empreintes de fougères, de roseaux et de calamites ; puis au-dessus, une formation très-puissante de bancs de schistes bouilliers, charbonneux à la base, gris et bruns avec bancs minces de grès ; le tout ayant une épaisseur d'au moins 500 mètres. A la partie supérieure, une nouvelle succession de grès jusqu'au haut de l'assise, où ces grès deviennent de plus en plus quartzeux. Des carrières de pierres à bâtir y ont été ouvertes ; ces bancs quartzeux, de 0^m,40 à 0^m,60, présentent un ensemble de 10 mètres ; au-dessous et au-dessus se trouvent des schistes noirs et bruns feuilletés avec empreintes de fougères et renfermant des filets de peroxyde de fer hydraté de 0,05 à 0,07 d'épaisseur.

Ces grès supérieurs sont composés de grains de quartz cristallin blanc transparent, de grosseur moyenne, de feldspath blanc et de mica noir, en petite quantité. Quand le quartz est très-abondant, ces grès se rapprochent des arkoses.

Ce conglomérat, composé de plusieurs bancs de 1 à 2 mètres de puissance, sert de base à l'étage supérieur du terrain houiller de Brassac. Il est visible sur une assez grande longueur, au chemin des Crêtes, allant de la Combelle au Grosménil, au-dessus de Sainte-Florine ; il commence au Sud de la crête d'Armois et s'arrête brusquement à la ligne d'accident allant de Lempdes à Brassac.

L'étage moyen est très-pauvre en couches de houille ; on trouve un affleurement de houille schisteuse à une petite distance des grès de la base, au Nord-Est du moulin d'Amblard et à l'Est du chemin de la Combelle à Brassac, à la base de la formation schisteuse.

Des recherches ont été faites aux deux points sans donner de résultat.

Près du haut de l'assise au-dessous des grès quartzeux se trouvent trois couches assez rapprochées l'une de l'autre, dans lesquelles quelques travaux ont été faits, mais n'ont pas été continués.

Ces trois couches, comme l'indique la coupe transversale n° 2, Pl. V, possèdent les deux pendages Est et Ouest, sur lesquels des travaux de recherches ont été faits ; elles ont été trouvées de puissance très-peu régulière et formées de houille schisteuse.

La couche du toit avait 0^m,80 d'épaisseur.

La seconde. 0,30 d°

La troisième du mur 1,00 d°

Ensemble. 3^m,10 d°

Tous les travaux, n'ayant pas donné de résultats satisfaisants, ont été abandonnés depuis longtemps.

L'étendue de l'étage moyen à la surface du terrain houiller

Couches
de houille
de
l'étage moyen.

Etendue
de

Il est facile de tracer l'espace qu'il occupe en fixant la position du conglomérat de la base, à l'Est, à l'Ouest et au Nord ; au Sud, cet étage est limité à la surface par un grand accident (sur lequel nous reviendrons) allant de Brassac à Lempdes, jusqu'à l'Est de Sainte-Florine (Voir le plan, Fig. 2, PL. V).

Avant de commencer l'étude de l'étage supérieur, nous jette- Terrain houiller
rons un coup d'œil sur le terrain houiller Nord. Nord.

Nous remarquerons que l'ensemble des bancs incline du Nord au Sud, à partir de la Combelle, que les effets du 1^{er} mouvement N. 5° O., relevant les deux bords Est et Ouest, ne commencent qu'à partir de la montagne du Pin, où, à partir de ce point, toutes les assises du bassin ont généralement en coupe horizontale et verticale la forme d'un V, les branches étant plus ou moins ouvertes suivant l'intensité des mouvements. Les branches horizontales ne sont pas indéfinies ; elles sont souvent interrompues à de courtes distances par les accidents postérieurs, ou, sans être interrompus, les bancs sont reportés soit à l'Est ou à l'Ouest, suivant les effets de ces derniers mouvements.

La ligne de Thalweg, ou la projection de la ligne inférieure d'inflexion des bancs, est reportée à l'Est en allant du Nord au Sud de la Combelle ; à Sainte-Florine, elle est à peu près Nord-Sud, puis elle change de direction pour se porter beaucoup plus à l'Est (Voir le plan).

Nous dirons qu'à Brassac, comme dans tous les autres bassins, l'intersection de deux accidents modifie l'action de l'un et de l'autre, comme nous le verrons dans l'étude du présent étage.

de 5 à 600 mètres, il se compose d'une formation de grès houiller à grains moyens de différentes grosseurs, intercalés avec des couches de houille et des bancs de schistes, ces derniers étant bien moins abondants que les grès.

Couches
de houille.

Tous les travaux des concessions Sud de cette partie du bassin sont ouverts dans l'étage considéré où la houille est très-abondante : ainsi, sur une hauteur de 540 mètres, on compte au moins 23 couches représentant ensemble une épaisseur de houille de 46 mètres ou près d'un dixième de son épaisseur.

Le tableau ci-dessous en donne la classification en commençant par le haut, avec indication des concessions où elles sont exploitées, de leur épaisseur et de l'espace stérile entre chacune d'elles.

DÉSIGNATION DES COUCHES.	ÉPAISSEURS.		Distances entre les couches.
	Bouxhors.	Mège-Coste	
Couche supérieure ou du Bois Chevalier....	1 ^m ,50	n'existe pas	»
Couche n° 1.....	2,20	2 ^m ,35	100 ^m
D° n° 2.....	0,90	1, »	3
D° n° 3.....	2,00	2,00	6
D° n° 4.....	2,00	2,40	2,30
D° n° 5.....	1,70	2,50	2, »
D° n° 6.....	0,70	1,70	4, »
D° n° 7.....	1,20	1,60	14, »
D° n° 8.....	1,00	1,35	12,50
D° n° 9.....	1,50	3,00	4, »
D° n° 10.....	0,50	0,90	10, »
D° n° 11.....	»	1,00	17, »
D° n° 12 { N'ont pas été recoupées à	»	1,80	30, »
D° n° 13 { Bouxhors.	»	2,30	7, »
D° n° 14 {	»	0,80	6, »
D° n° 15 Au-dessous de Mège-Coste....	»	1,20	20 à 30
D° n° 16.....	»	0,70	200 à 250
D° n° 17 Couche des Acacias	»	2,50	6, »
D° n° 18 Couche du Mur	»	1, »	»
D° n° 19 { Couches des Barates..... }	»	1,10	»
D° n° 20 {	»	1,20	»

Puis viennent au-dessous 3 couches connues par leurs affleurements :

Couche n° 24, de 1 mètre d'épaisseur, séparée en deux bancs de 0^m,50 par un petit filet de schiste.

Couche n° 25, ayant des affleurements de 2 mètres dans la maison de Frugère à Sainte-Florine.

Couche n° 26, de 1 mètre, dite de la chapelle de Sainte-Florine.

Et 3 autres couches assez rapprochées de la base de l'étage, recherchées sur le côté N.-E. de Chamas.

Couche n° 27, de 1^m,00.

D° 28, de 1,30.

D° 29, de 1,60, en 3 bancs, séparés par des nerfs de schiste de 0^m,15 à 0^m,20 d'épaisseur. Ces 3 couches, suivies aux affleurements, n'ont donné que des charbons de qualité inférieure et les travaux faits n'ont pas été continués.

Elles terminent la série des couches reconnues dans l'étage supérieur.

D'après l'analyse faite par M. l'ingénieur en chef Baudin, les houilles de l'étage supérieur contiennent plus de carbone ou matières fixes à la base qu'à la partie supérieure de l'étage ; elles donnent :

Nature
des houilles
de l'étage
supérieur.

COUCHES.	Coke p. %.	Matières volatiles p. %.	Cendres p. %.
Grosménil.....	77,50	22,50	8,00
Fondary.....	75,90	22,10	3,00
Taupe.....	73,60	26,48	4,10
Mège-Coste.....	75,60	24,40	9,60
Bouxhors.....	71,70	28,30	9,79

cendres, elle va quelquefois à 15 ou 20 p. % dans les zones schisteuses.

Les couches du Grosménil sont à la limite des houilles grasses à courte flamme; elles donnent un coke noir, menu, qui n'est pas marchand; les couches de la Taupe et des autres concessions font un coke métallurgique, dense, gris blanc argentin.

Les houilles de l'étage supérieur sont grasses, collantes, s'agglomèrent facilement; elles sont employées au chauffage des machines, au chauffage domestique; pas trop fumeuses, elles peuvent être employées avantageusement à tous les usages.

Les couches de la partie supérieure contiennent souvent de la pyrite de fer, dont une partie peut être enlevée par le lavage des menus, car elle se détache facilement à l'état de plaques minces ou de petits cristaux cubiques isolés. Quand les couches sont schisteuses, la pyrite de fer est très-abondante.

Les couches de la partie inférieure, telles que celles de Grosménil, sont plus recherchées pour le chauffage domestique, la houille étant généralement plus pure et plus agréable à brûler.

Dans l'étage supérieur, les grès sont beaucoup plus abondant que les schistes; on trouve entre les feuillets de ces derniers, comme dans les assises inférieures, de nombreuses empreintes fossiles de la flore houillère: Fougères, Névropteris, Sphenopteris, Pecopteris, Roseaux, Cordaites, Sigillaires, Astérophyllites, ainsi que plusieurs autres espèces.

La seconde, à l'Ouest, correspondant à la grande dépression du 2^{me} mouvement E.-O. 40° N., qui s'est produite avant le dépôt des argiles bigarrées (voir le plan) ; la troisième à l'Est, est la grande falaise Ouest de la vallée de l'Allier, dont la direction est S.-N. 10° O. du 4^{me} et dernier mouvement ; cette falaise va du château de Bergoide au Sud à la grande cassure de Lempdes à Brassac au Nord. Nous dirons ici que la plaine de Brassac est comprise entre deux falaises parallèles, la précédente et celle du bord Est du bassin houiller.

Les assises de l'étage supérieur, comme celles des précédents, ont été ramenées à la surface du sol par le premier mouvement, qui leur a donné une inclinaison d'ensemble du Nord au Sud, puis les a relevées à l'Est ou à l'Ouest, comme les rebords d'un grand sillon.

Influence
des mouvements
du sol
sur l'étage supé-
rieur dans
la partie Nord
du bassin
de Brassac.
1^{er}
mouvement.

Ce dernier mouvement ne s'est pas produit avec une régularité parfaite, à cause de l'inégalité de la résistance ; aussi les couches et leurs affleurements changent-ils assez souvent de direction, tout en restant sous l'influence du mouvement qui les a relevées ; cette direction s'est d'ailleurs combinée avec celle des mouvements postérieurs, qui ont bouleversé le terrain étudié.

En considérant l'ensemble, nous voyons que la ligne de Thalweg ou de fond du bassin a sa direction à peu près Nord-Sud, depuis la Combelle jusqu'au mouvement qui va de Lempdes à Brassac ; de cette ligne à l'extrémité Sud de la partie Nord du bassin, ce Thalweg s'infléchit assez fortement à l'Est ; et si nous suivons les affleurements des couches au Nord-Est du quadrilatère, dans lequel est visible à la surface l'étage supérieur, ils prennent la forme des courbes de niveau d'un mamelon en approchant de la base dont le sommet serait au

Grosménil.

assez grande largeur, tandis que du côté opposé à l'Ouest du Grosménil, l'ondulation est plus étroite et plus complexe ; elle se trouve double ; les couches presque verticales d'abord sont ensuite relevées, puis renversées, et enfin encore une fois relevées ; une coupe Est-Ouest donne la forme d'un double W en amenant trois ou quatre fois l'affleurement à la surface, comme l'indiquent le plan et la coupe. Ce mouvement est arrêté au Sud du Grosménil par le mouvement complémentaire à angle droit, formant un plateau traversant le bassin, allant de Frugères à Fondary ; sous ce dernier mouvement, les couches semblent amincies.

Fondary.

Les exploitations de Fondary ont été faites à l'Est, sur le bord Sud et au bas du grand plateau, les couches y sont dérangées non-seulement par ce mouvement, mais encore par la grande falaise Est de la plaine de Brassac, qui, après le contournement, les rejette en profondeur ; les travaux faits à l'Est et à l'Ouest, quoique dans une couche puissante, n'ont pas donné de suite.

Frugères.

Les travaux de la concession de Frugères au Sud-Ouest du Grosménil sont très-près du grand mouvement qui précipite le terrain houiller en profondeur à l'Ouest. Les couches y sont brusquement relevées par l'ondulation Ouest du premier mouvement, broyées, puis recoupées, au Sud-Ouest, par le second mouvement du sol, ce qui donne des travaux accidentés, quoique dans une des couches puissantes de la base de l'étage supérieur.

Mège-Coste

La concession de Mège-Coste, située au centre de la partie

gement transversal au Sud des puits du Feu et de Mornay, formant plateau sous la direction complémentaire O.-E. 5° N. du premier mouvement.

Aux Barthes et à Bouxhors, les couches sont régulières, suivant les deux branches du V central, mais elles présentent de distance en distance des zones schisteuses avec petits rejets en profondeur, ayant la direction Est-Ouest et se retrouvant dans toutes les couches.

La Taupe présente un des plus grands effets produits par le premier mouvement du sol. Avec sa situation, sur le bord Est du bassin et à un des points de croisement du mouvement principal et du mouvement complémentaire, comme au Gros-ménil, l'intensité de ces mouvements est grande et on trouve deux ondulations Nord-Sud, avec relèvement Est et Ouest ; de plus, le mouvement complémentaire, bien plus accentué que partout ailleurs, a produit la rentrée du gneiss vers le centre du bassin (montagne de Lugeac-Bergoide).

La Taupe.

Les travaux de la Taupe, limités au Sud par cette dernière montagne, à l'Est par le relèvement du bord du bassin, à l'Ouest par une ondulation Nord-Sud parallèle au bord de ce dernier, sont dans les couches de la base de l'étage supérieur. Ces couches ayant été relevées très-peu de temps après leur dépôt, la houille encore à l'état plastique, a produit les gros amas qu'on rencontre ; malgré cela, elles ont cependant conservé en partie leur stratification, et une coupe faite de l'Est à l'Ouest donne encore à chacune la forme du V, avec une inclinaison générale au Nord (voir la coupe, PL. V).

J'aurais voulu pouvoir indiquer sur mon plan les affleurements des couches reconnues, mais la plus grande partie de cette concession étant recouverte par les alluvions de l'Allier, je n'ai pu le faire et je présente à la place une coupe horizon-

supérieure des assises tertiaires et des alluvions anciennes ; mais ils sont reconnus par les travaux faits à l'Ouest de la partie Nord du bassin ; depuis le Grosménil jusqu'à l'extrémité Sud-Ouest des travaux des Barthes ou du puits de Morny, ils ont produit une rupture avec falaise de 2 ou 300 mètres de hauteur, en précipitant à l'Ouest toutes les assises houillères ; la direction du mouvement est E.-O. 40° N. Le puits de recherche de Frugères, placé sur les argiles bigarrées, à 100 mètres du terrain houiller, détermine sa puissance ; foncé à 150 mètres il ne rencontre pas les assises houillères, restant constamment dans ces argiles bigarrées tertiaires.

Un fait à constater, c'est que dans les travaux d'exploitation, à l'approche de cet accident, il se dégage beaucoup d'acide carbonique d'une manière assez brusque pour avoir, à différentes époques, donné lieu à un certain nombre de victimes. Des détonations se sont produites avec dégagement d'acide carbonique au fond des puits en recherches de houille dans les argiles bigarrées, en soulevant le fond du puits et en asphyxiant les ouvriers ; il serait donc prudent, si l'on était obligé de creuser des puits dans ces argiles, de les faire précéder de sondages.

3-
mouvement.

Le 3^{me} mouvement est apparent à la surface de la partie du bassin houiller qui nous occupe ; il est représenté par la cassure qui va de Lempdes à Brassac avec la direction O E. 30° N. Ce mouvement rejette en profondeur, au Sud, l'étage supérieur.

Sur cette ligne devrait exister une dépression de terrain correspondante, mais nous avons remarqué que des érosions ont nivelé les deux côtés de la cassure en dénudant les affleurements des couches du Grosménil et des Lacs qui reparaissent deux fois, dans la petite vallée du Grosménil descendant à l'Alagnon.

autres, mais il est facile de s'assurer qu'un affleurement au Nord de cete ligne de cassure est différent de celui au Sud, soit par son épaisseur et soit par l'examen des bancs de grès et de schistes qui se trouvent au toit et au mur de chacune de ces couches. Les érosions ont enlevé tout ce qui pouvait exister des couches de l'étage supérieur, au Nord de cet accident, de manière que tous ses bancs s'y arrêtent nettement. Elles ont déterminé, au Sud-Ouest de la crête, une abondance extraordinaire d'affleurements, qui pourrait tromper l'observateur; les couches du Grosménil et des Lacs amenées au jour par le premier mouvement du sol, ensuite dénudées, se présentant plusieurs fois chacune, pourraient faire croire à une quantité de couches beaucoup plus grande que la réalité.

Le 4^{me} mouvement a laissé des traces très-apparentes non-seulement sur la partie des assises houillères au Nord du bassin, mais sur toute sa surface du Nord au Sud, de Brioude à la Combelle, en lui donnant sa forme actuelle.

4^{me}
mouvement.

Ce mouvement a déterminé les affaissements qui ont produit les lits actuels de l'Allier, de Fontane à Lugeac-Auzon, de l'Alagnon, de Lempdes au Saut-du-Loup, la cassure en ce point qui a permis l'écoulement des eaux de ces deux rivières en dehors du bassin, et enfin les ondulations saillantes qui se sont produites de Brioude à Lubièrre et à Bergoide, à l'Est du bassin, et à l'Ouest de Lempdes au Saut-du-Loup, et les falaises parallèles, en conservant sur les crêtes les alluvions anciennes ou terrain quaternaire.

Une observation prouve la puissance de ce 4^{me} mouvement : à l'Ouest, les exploitations de la Taupe sont séparées du centre du bassin par deux grandes cassures qui se croisent sous un angle très-aigu; la première correspond au 1^{er} mouvement

couches supérieures qui n'ont pas été dérangées par le premier mouvement.

ÉTUDE DES LAMBEAUX HOUILLERS APPARENTS AU SUD DU BASSIN DE BRASSAC.

Lugeac-Lavaudieu.

A l'extrémité Sud du bassin se trouve à la surface un espace assez grand de terrain houiller amené au jour par le premier mouvement du sol ; ses assises reposent directement sur celles du vieux grès rouge, très-abondantes en ce point. A l'Est de cette partie se trouve un mamelon dont la direction est S.-N. 5° E., qui soulève les bancs du terrain houiller et se termine à sa partie supérieure par un épanchement de silice à la surface, qui a imprégné les roches environnantes et silicifié les empreintes qu'elles contenaient.

Plusieurs recherches de houille ont été faites dans ce lambeau extrême du bassin, sans donner jusqu'à présent de résultats. Une galerie ouverte sur le revers Ouest du mamelon de Lugeac, faite en remonte suivant l'inclinaison dans une couche de houille de 0^m,90 d'épaisseur de charbon très-schisteux, a été abandonnée au bout d'une vingtaine de mètres allant contre le gneiss ; trois ou quatre autres petites descenderies ont été prises sur des affleurements sans de meilleurs résultats.

La Mothe.

A deux kilomètres Nord du terrain houiller de Lavaudieu, sur le bord Est du bassin, se trouvent les travaux de la concession de Lamothe qui ont été considérables. Les plans et

Nord du bassin, parfaitement distincts l'un de l'autre par leur conglomérat.

La composition de chacun des étages est parfaitement identique, mais avec une épaisseur égale au dixième de celle de ces étages au Nord du bassin de Brassac.

L'étage inférieur des travaux de Lamothe commence par un conglomérat puissant; au-dessus sont des grès et des schistes, après lesquels viennent cinq veinules de houille, la première en commençant par le bas, de 0^m,20 d'épaisseur, 8 mètres au-dessus les 4 autres veinules, de 0^m,15 d'épaisseur, séparées par 0^m,20 de schistes chacune; au-dessus 44 mètres de grès et de schistes stériles, puis un conglomérat de 4 à 5 mètres d'épaisseur.

L'ensemble du 1^{er} étage mesure 66 mètres.

Le second étage ou étage moyen au-dessus du conglomérat se compose de 8 à 10 mètres de schistes, puis deux petites couches dont l'épaisseur varie de 0^m,20 à 1^m,50, puis 10 à 12 mètres de schistes; au-dessus un autre filet de houille de 0^m,15 d'épaisseur, enfin 50 mètres de schistes.

L'ensemble de ce second étage avec son conglomérat à la base, a une épaisseur totale de 75 mètres et sa composition est complètement schisteuse.

Vient enfin l'étage supérieur de 140 mètres de puissance, composé de bancs de grès, ayant vers la base un faisceau de dix couches ou veinules de houille, séparées par 2, 3, 4, 5 ou 6 mètres l'une de l'autre; les couches inférieures varient entre 0^m,10 et 0^m,20 d'épaisseur, les trois supérieures sont plus importantes :

La 1 ^{re} , en commençant par le haut, a	0 ^m ,40 de puissance.
La 2 ^{me} , au-dessous	0,60 id.
La 3 ^{me} id	1.00 id.

sables étant disposées de la même manière dans chacun des étages correspondants; seulement, l'épaisseur de ceux de Lamothe étant le dixième de celles des étages du Nord du bassin, il est bien évident que le dépôt des assises houillères a été très-régulier dans toute l'étendue de celui-ci, mais que pendant sa formation, le fond de la partie Sud du bassin s'élevait progressivement, mouvement qui s'est ensuite continué pour l'amener à la hauteur de la partie Nord et la mettre au-dessus des dépôts tertiaires. Le puits de Lamothe est complètement en dehors de ces dépôts; celui de Fontane, plus rapproché de 600 mètres du centre du bassin, n'a traversé que 30 à 35 mètres d'argile bigarrée tertiaire et d'alluvions anciennes.

Le bord Est de cette partie du terrain houiller a été ensuite relevé par le troisième mouvement du sol, correspondant aux éruptions volcaniques, comme l'indique la direction des assises houillères.

Côte-Rouge.

A cinq kilomètres Nord des travaux de Lamothe, sur le même bord Est du bassin, se trouve, au lieu dit Côte-Rouge, commune d'Azerat, un petit lambeau de terrain houiller, dont les bancs appartiennent à l'étage supérieur et sont constitués par du grès à grains moyens et des schistes gris charbonneux; dans l'un de ces derniers se trouve du cuivre carbonaté bleu et vert avec lamelles de cuivre natif sur les feuilletés de schistes, comme nous l'avons dit plus haut. Aucune recherche de houille n'a été faite dans ce lambeau.

Saint-Giron.

Presque en face, sur le bord Ouest du terrain houiller, dans le ravin dit de Saint-Giron, commune de Bournoncle, se trouve une pointe de grès houiller très-mince, comprise entre les gneiss et les argiles bigarrées et sables rouges, roses et verts; une petite recherche y a été faite sans aucun résultat.

Dans tout le reste du bassin, le terrain houiller se trouve recouvert par les assises tertiaires.

Terrain tertiaire.

Après le dépôt des assises houillères, le Bassin de Brassac semble être resté complètement en dehors de tout réservoir nouveau de dépôt; mais, lors du second mouvement du sol, dit du Thuringerwald, de grandes dislocations se sont produites, qui ont formé un nouveau réservoir dans lequel est venu se déposer le terrain tertiaire constitué par un dépôt puissant qui peut se diviser en trois étages :

Le premier, à la base, composé d'une épaisseur considérable d'argile et de sables bigarrés;

Le second, de marnes de couleurs différentes, blanches, rouges et vertes;

Le troisième, ou supérieur, formé de sables quartzeux, quelquefois solides à la base, puis des bancs calcaires gris-blanc cristallins.

L'étage inférieur du terrain tertiaire d'une très-grande **étage inférieur.** épaisseur commence par un banc, à la base, de sable quartzeux, avec débris des roches environnantes, granite, micaschiste et galets assez abondants de quartz blanc, puis au-dessus une alternance irrégulière de bancs de sable quartzeux, blanc et rouge, avec des argiles plastiques bigarrés, blanches, jaunes, rouges et verdâtres; le tout sur une hauteur de 250 à 350 mètres, comme l'ont indiqué les deux puits de recherches de houille de Frugères et de Vergougheon, faits à deux époques différentes pour recouper les couches exploitées par les concessions du Grosménil, de Bouxhors et de Mège-Coste.

Le sondage de Lempdes indique également cette grande

Ce sondage avait été placé près du milieu du bassin ; mais, par suite d'un accident et du manque d'argent, il n'atteignit pas le résultat proposé.

L'épaisseur de l'étage est bien certainement de 300 à 350 mètres ; le puits de Vergougheon, placé près du terrain houiller exploité, a traversé 285 mètres de sables et argiles bigarrées, avant d'arriver à ce dernier.

Aucun fossile n'a été signalé dans les fonçages ni dans les exploitations à ciel ouvert de cette formation, qui sont cependant nombreuses à la surface pour briques et poteries.

**Etage moyen
des marnes
et des calcaires.**

A la fin du dépôt des argiles et sables bigarrées, il semble que toutes les parties Sud-Est, Nord et Nord-Ouest du bassin se soulevaient lentement au-dessus du niveau supérieur des eaux ; de sorte que les assises des marnes et des calcaires se sont déposées seulement sur une partie très-limitée du bassin houiller au Sud-Ouest (voir le plan, PL. V) ; mais elles se sont déposées abondamment en dehors de ces limites au Nord et à l'Ouest du bassin.

Etage supérieur.

L'étage supérieur du terrain tertiaire semble être en stratification concordante avec les sables et argiles bigarrées inférieures ; il se compose en allant de bas en haut.

1° D'une première couche de marnes blanches verdâtres de 3 à 4 mètres d'épaisseur, reposant sur les argiles bigarrées.

2° D'une couche de marnes rouges rosés de même épaisseur, 3 à 4 mètres.

3° De sables blancs quartzeux ou conglomérat siliceux, avec

Le terrain tertiaire occupe les quatre cinquièmes de la surface du bassin houiller, l'étage des sables et argiles bigarrées existe sur tout cet espace, tandis que celui des marnes et celui des sables quartzeux n'en occupent qu'une très-petite partie, aux sommets et aux environs de quelques monticules au Sud-Ouest du bassin. Ces monticules ont tous la direction du dernier mouvement du sol.

Surface.

En dehors du bassin, au Sud-Ouest, existe un petit lambeau de tertiaire, reposant sur le gneiss, au lieu dit de Lorlanges ; l'étage inférieur des argiles manque en grande partie ; les bancs calcaires sont plus épais. Vers la base de cette formation se trouve un banc calcaire imprégné d'une assez grande quantité de peroxyde de manganèse ; au-dessous même du banc existe un flet de ce minéral de 0^m,01 à 0^m,05 d'épaisseur, dont il ne m'a pas été possible de déterminer l'étendue, étant caché par les bancs supérieurs.

Comme fossiles dans les calcaires, je n'ai vu qu'une Lymnée, mais on m'a assuré avoir trouvé quelques Planorbes et des ossements de mammifères.

Fossiles.

Ces bancs calcaires fournissent toutes les chaux nécessaires au pays, pour les constructions et le chaulage des terres. Les argiles de l'étage inférieur sont employées pour la fabrication des tuiles, des briques, des tuyaux de conduite et de la poterie commune ; on fait également des briques réfractaires avec un mélange d'argile blanche, choisie ou lavée, et de sables blancs quartzeux ; ces derniers ont été, à diverses époques, exploités au Sud de Lubièrre pour verre à bouteille.

Alluvions anciennes et modernes.

La profondeur des eaux de ce bassin était peu considérable et il est facile aujourd'hui de déterminer les points par lesquels arrivaient les cours d'eau qui transportaient les matériaux de dépôt. Ce réservoir était alimenté par trois ou quatre cours d'eau au Sud, à l'Est et à l'Ouest ; l'extrémité Nord, près de la Combelle, était le point le plus calme du réservoir, et les objets les plus légers, flottants à la surface, y ont été amenés et refoulés par les vents et les vagues, comme l'indique le dépôt qui se trouve entre la Combelle et la Roche (tranchée du petit chemin de fer de service). Il se compose de matières légères et flottantes, formé de petits morceaux de ponces volcaniques blanches, jaunies par des argiles ocreuses, résultant de leur décomposition, au milieu desquelles se rencontrent des débris d'ossements d'animaux fossiles.

Au moment du dépôt des alluvions anciennes, le fond de tout le bassin était à peu près horizontal et très-élevé relativement au fond des lits de l'Allier et de l'Alagnon. Les grandes dépressions qui se sont produites ensuite, en laissant ces alluvions, sur les points élevés de Bergoide, du Grosménil et de la Combelle, sont la preuve de cette horizontalité, déterminée ensuite par l'épaisseur régulière de cette assise.

Les points du bassin par lesquels sont arrivés les cours d'eau transportant les débris qui ont produit ces alluvions sont :

- 1° Les vallées de l'extrémité Sud.
- 2° A l'Est, la vallée de Saint-Jean et d'Auzon.
- 3° A l'Ouest, la vallée de Lempdes.

Il est facile de s'en assurer par la grosseur des galets, à l'arrivée de ces vallées sur le bassin, points où les eaux perdant de leur force de transport, ont déposé les plus gros éléments.

L'épaisseur en est de 5 à 6 mètres seulement ; elles sont formées, à la base, d'un banc de sable quartzeux de faible épaisseur, et, au-dessus, d'une couche de sable mélangé avec des galets abondants de basalte et de quartz blanc. Ces derniers sont souvent colorés à la surface et dans les joints de clivage par de l'oxyde rouge hydraté de fer, et ont l'aspect de quartz chauffé d'abord à une haute température, ensuite projetés dans un courant d'eau froide, puis séchés.

Composition
et
épaisseur.

A la hauteur du château de Bergoide se trouve un petit dépôt qui peut être de l'époque des alluvions anciennes, ou les a suivies de très-près ; ce dépôt se compose de galets de granite, de quartz, du sable et d'argile, le tout transporté par les eaux venant de la vallées d'Auzon. La composition détaillée en est la suivante en allant de bas en haut :

Dépôt
de Bergoide.

1^m,00 d'argile noire.

0,50 de gros gravier.

8,00 à 9 mètres de sable grossier.

3,00 d'argile noire.

1,00 à 2 mètres de galets de granite et de quartz.

13^m,50 à 15^m,50.

Il est à remarquer qu'il ne se trouve pas de galets de basalte dans cette formation.

Il est bien évident que cette assise n'a aucun rapport avec les alluvions modernes et qu'elle doit être contemporaine des alluvions anciennes. Elle occupe, à la surface du bassin, une petite étendue au Nord et sur le plateau de Bergoide. Les sables disparaissent et les argiles deviennent plus épaisses au Nord-Ouest, de plus elles passent du noir au jaune.

Le banc inférieur des alluvions anciennes a été exploité sur les plateaux de la Combelle pour sable de verre à bouteilles.

Le dernier mouvement du sol avant produit les grands Alluvions

de l'Alagnon, l'ouverture du Saut-du-Loup pour l'écoulement des eaux du Bassin de Brassac, et produit les mamelons du centre, sur lesquels se trouvent les alluvions anciennes, les alluvions modernes commencèrent à déposer, elles occupent un espace assez grand soit près de l'Allier, soit au bord de l'Alagnon, de Lempdes à la Combelle, par suite du déplacement et de l'abaissement des lits de ces rivières.

Ces alluvions sont formées de galets de quartz, de gneiss, de granite, de basalte en assez grande quantité, de ponces volcaniques, ainsi que de débris des assises des terrains stratifiés, avec sable résultant du bris de toutes ces roches. L'épaisseur de cette assise varie de quelques centimètres à 5 mètres, suivant les points où on l'examine.

Basalte et minéraux divers.

Le Bassin de Brassac est trop au milieu des grandes éruptions volcaniques du centre de la France pour qu'on n'y trouve pas différents pointements de basalte ou roches volcaniques. C'est effectivement ce que nous rencontrons sur le bord Est. Près du village de Lamothe, se trouve le cratère des Grèzes avec une coulée basaltique; au Sud, les basaltes de Chomette, et enfin, dans l'intérieur du bassin, nous trouvons quatre pointements basaltiques. Deux très-petits apparaissent au centre du bassin le long de la route de Brioude à Lempdes, en soulevant légèrement les bancs du terrain tertiaire; deux autres bien plus importants avec épanchement à la surface, sur le bord Ouest du bassin, au lieu dit la roche Bournoncle, et très-rapprochés l'un de l'autre, ont, comme les deux précédents, la direction du 3^{me} mouvement du sol N. 30° O.

Le basalte de ces coulées et pointements est noir, compact avec cristaux de périclote, sans aucune forme prismatique. On trouve également une roche noire fondue, d'aspect semblable au basalte, mais contenant des noyaux de chaux carbonatée, qui remplit des fentes ou failles au Nord de Sainte-

Florine. Ces failles ont la direction du second mouvement du sol, E. 5° N.

Les montagnes gneissiques qui bordent le bassin houiller à l'Est et au Sud sont traversées dans divers sens, par un grand nombre de filons de baryte sulfatée, avec sulfure de plomb, de zinc et d'antimoine, qui ont été décrits en partie par mon ami et camarade M. Dorlhac, au mémoire duquel nous renvoyons (1).

Aux mines de Mège-Coste et de Bouxhors, nous avons remarqué, souvent au-dessous de nos grilles de chaudières, des gouttes de sulfure d'antimoine coulant dans le cendrier. Ce métal se serait introduit dans la houille par des fissures qui n'ont pas encore été déterminées; sa présence n'a rien d'étonnant; les montagnes qui limitent le bassin à l'Ouest en possèdent plusieurs filons.

Baryte sulfatée.

Sulfure
d'antimoine.

CONCLUSIONS.

L'étude du Bassin de Brassac nous démontre que la surface des dépôts houiller et tertiaire n'est qu'une faible partie d'un grand bassin aux limites très-étendues, qui a été disloqué et séparé en lambeaux à différentes époques par les grands mouvements du sol, ayant suivi chacun des étages géologiques. L'épaisseur totale de ces dépôts varie entre 2.000 et 2.300, ainsi divisée, en allant de haut en bas :

Alluvions modernes de.	2 ^m à	5 ^m
Alluvions anciennes	5 à	15
Tertiaires. . . {	Etage supérieur	20 à 25
	Etages moyen et inférieur	250 à 300
	Etage supérieur	500 à 600
Terrain houiller {	Id. moyen.	700 à 800
	id. inférieur.	500 500
Grès rouge	40 à	60
Ensemble.	2017 ^m à	2305 ^m

(1) Voir *Bulletin*, 1^{re} série, tome VIII.

La richesse houillère de ce bassin est considérable dans l'étage supérieur de la formation ; sur une hauteur d'environ 500 mètres, la houille y entre pour une puissance de 46 mètres ; dans l'étage moyen, elle est à peu près nulle ; dans l'étage inférieur, il y a encore une épaisseur de 10 à 12 mètres de houille près de la base.

Toutes ces richesses houillères ont été reconnues par les travaux de la partie Nord du bassin, sur des étendues considérables. La formation s'enfonce ensuite au Sud, sans accident, sous les assises tertiaires.

A l'extrémité Sud du bassin reparaît le terrain houiller sortant du dessous de ces mêmes assises, dans une partie du sol accidentée ; quelques travaux ont été faits et ont reconnu une couche brouillée et mouvementée qui n'a été suivie que sur une très-petite distance.

Sur le bord Sud-Est du bassin, le terrain houiller a été relevé lentement pendant sa formation ; des travaux importants ont été faits, qui ont reconnu les trois étages très-amincis, mais ces étages doivent se retrouver avec toute leur épaisseur, au-delà du grand accident qui suit l'Allier au Sud et à l'Est. Au centre du bassin, reste une surface considérable recouverte par le terrain tertiaire, laquelle doit renfermer de grandes masses de houille. Il serait facile de les retrouver et exploiter. L'écoulement des produits en sera toujours assuré par le chemin de fer qui traverse le bassin sur sa plus grande longueur.

Paris, le 15 octobre 1879.

NOTE

SUR

L'ATELIER DE CARBONISATION DES USINES DE BESSÈGES (GARD),
SYSTÈME CARVÈS ET C^{ie},

Par M. JOUGUET, directeur des mines et usines de la C^{ie}
de Terrenoire, à Bessèges.

La Compagnie des forges de Terrenoire, Lavoulte et Bessèges a traité avec la Société Carvès et C^{ie}, propriétaire des brevets Knab, pour la carbonisation des houilles qu'elle achète de la Compagnie houillère de Bessèges, ou qu'elle extrait de sa concession de Lalle. Ces houilles ont un rendement de 25 à 30 p. % de matières volatiles; elles sont grasses et très-propres à la fabrication du coke.

La Compagnie des forges a eu pour but, en adoptant ce système de fours, d'utiliser tous les produits possibles de la distillation; elle y avait d'autant plus avantage qu'elle était obligée de changer tous les fours établis d'après l'ancien système, dits fours de boulanger, et où le rendement n'était que de 58 à 60 p. % de coke avec des houilles rendant théoriquement de 70 à 72 p. %. Elle désirait, de plus, avoir un coke dense, en un mot un coke métallurgique.

La Compagnie de Terrenoire, Lavoulte et Bessèges voulait donc obtenir plus de coke, et en même temps recueillir les goudrons et les eaux ammoniacales. Le développement de la fabrication des agglomérés lui assurait le débouché des premiers, et l'emploi des engrais chimiques devait lui permettre un écoulement facile des seconds sous-produits.

Les résultats obtenus nous permettent d'infirmer une opinion assez généralement répandue, et qui nous paraît peu fondée. Elle est relatée dans le nouveau Traité technologique de Knapp. Voici ce qu'on y lit au sujet des fours Knab :

- Nous devons faire remarquer toutefois que ces résultats
- favorables des fours Knab sont peu d'accord avec ceux que
- donnent les autres appareils analogues. En général, lors-
- qu'on distille de la houille dans des récipients fermés ou des
- fours, et qu'on dirige en même temps le travail de façon
- à recueillir les goudrons, les cokes sont d'une qualité mé-
- diocre. On ne saurait donc compter le plus souvent à la fois
- sur du coke de bonne qualité et sur les produits goudron-
- neux. Comme, d'ailleurs, la consommation du coke dans les
- hauts-fourneaux et les locomotives se fait en général assez
- loin des localités où l'on aurait le placement du gaz ou du
- goudron, il vaut toujours mieux utiliser les gaz pour la
- carbonisation elle-même, et laisser aux usines à gaz seule-
- ment le soin de combiner les deux fabrications. •

Nous pensons tout le contraire, et nous n'hésitons pas à conseiller l'emploi des fours Knab, modifié par Carvès et C^{ie}, toutes les fois qu'on aura à fabriquer du coke avec des houilles à rendement de 70 à 75 p. % de matières fixes. Les gaz sont parfaitement utilisés dans ce système. Nous croyons qu'on ne doit pas plus reculer devant les frais d'installation de ces fours, lorsqu'on a des houilles à 25 à 30 p. % de matières volatiles, qu'on ne doit le faire devant les installations que nécessite l'utilisation des gaz des hauts-fourneaux.

Nous allons donner la description du four établi à Bessèges

fours Knab, de carboniser incomplètement la houille et de produire du coke de trop faible densité.

Nous avons pensé, et l'expérience a confirmé nos prévisions, que la mauvaise qualité des produits ne tenait pas au système proprement dit, mais à une mauvaise disposition de la section du four, car nous étions convaincus que la chaleur obtenue par les gaz dépouillés de leurs matières condensables suffisait amplement à la carbonisation complète de la houille. On avait toujours donné aux fours Knab une section de 2 mètres de largeur sur 1 mètre de hauteur. La largeur était trop grande ; on ne pouvait donner au charbon plus de 0^m,50 de hauteur, et, la moitié au moins du saumon ne recevant pour se carboniser que la chaleur transmise par les carneaux du sous-sol, il en résultait un boursofflement de la masse qui diminuait la densité du coke, et une réduction incomplète de la partie supérieure du saumon. Il était donc de toute nécessité d'augmenter la hauteur du charbon enfourné et de rapprocher les parois du four de manière à ce que, en tous les points, la chaleur fût suffisante pour la carbonisation. Nous avons fixé à 1^m,400 la hauteur du charbon à enfourner. Cette hauteur était pour nous un maximum imposé par des conditions locales que nous ne pouvions changer, mais il est évident pour nous qu'elle pourrait encore être augmentée.

Nous avons donné au four de la 1^{re} batterie construite 0^m,800 de largeur et 1^m,75 de hauteur sous clef. L'expérience des premiers fours nous a conduits à réduire, pour la deuxième batterie, la largeur du four à 0^m,70, et à 0^m,66 celle de la 3^{me} batterie mise en feu en juillet dernier.

Notre attention a été ensuite appelée sur la disposition à donner aux carneaux. Pour éviter que les flammes ne se portent sur les carneaux les plus chauds et ne délaissent les carneaux les plus froids, nous avons établi ces carneaux de manière à ce que les flammes d'un même foyer ne se rendent que d'un seul côté du four et qu'elles suivent bien une direc-

tion indiquée. Par ce moyen, en ouvrant plus ou moins l'accès des gaz sur un four, nous réglons à volonté la température des carneaux.

Dans la 1^{re} batterie construite, tous les gaz, après s'être enflammés sous la sole, s'élevaient dans les carneaux latéraux en commençant par celui d'en bas. Cette disposition avait cet inconvénient que, dans le sous-sol, nous atteignons des températures énormes, tandis que le carneau latéral restait souvent trop froid. Nous y avons obvié dans les autres batteries par une modification qui a consisté à faire monter les flammes du sous-sol d'abord au carneau supérieur, puis, plus tard, sur l'avis de M. Pernolet, à placer une nouvelle buse qui permet d'envoyer directement sur ce carneau une certaine quantité de gaz et d'en diriger une plus faible quantité sous la sole.

Nous avons eu ensuite à décider le mode d'aspiration des gaz et à choisir entre l'aspiration mécanique et l'aspiration naturelle par une cheminée. Il nous a paru que cette dernière offrait trop d'irrégularités, parce que son tirage varie selon les temps et la direction des vents, surtout dans une localité entourée de montagnes. Il en résulte souvent que la vitesse des gaz se ralentit à ce point que la pression dans les fours et les tuyaux est trop forte, et que l'obstruction des tuyaux se produit si promptement que l'on est obligé de donner à ceux-ci des diamètres exagérés. Nous avons préféré l'aspirateur mécanique, dont on peut faire varier la vitesse à volonté, et nous avons choisi, sur l'avis de M. Carvès, l'extracteur Beal, à palettes mobiles, employé dans les usines à gaz. Nous nous sommes très-bien trouvés de cet appareil, avec lequel nous n'avons jamais eu à constater une dépression dans l'intérieur du four ou dans les conduites, et qui cependant suffit à l'aspiration du gaz produit par la distillation de 46 tonnes de char-

procédé à la disposition générale de notre atelier de carbonisation.

L'emplacement réservé à cet atelier était celui occupé par les anciens fours de boulanger. L'espace assez restreint ne permettait d'y établir que 3 batteries de fours ayant chacune une longueur de 45 mètres.

La direction à donner à ces batteries était indiquée par la position des cases à minerais P et par le mur de soutènement de la montagne le long duquel sont établies les voies U (FIG. 1, PL. VI).

Le bâtiment des extracteurs et les appareils de distillation avaient leur position marquée dans la partie la plus étroite et la moins régulière de l'emplacement. Le coke devant être conduit aux hauts-fourneaux en passant par la balance Q, les manœuvres de chargement et de roulage du coke exigeaient que la place à coke se trouvât du côté des cases à minerais et que le treuil à repousser fût placé du côté de la montagne.

La hauteur maximum à donner aux fours était déterminée par les différences de niveau de la voie de roulage des charbons avec celle de la place à coke, soit 3^m,70.

La longueur du four était déterminée par la largeur de l'emplacement. Elle pourrait, d'après nous, être augmentée; elle est à Bessèges de 5 mètres seulement.

La construction des fours n'a pas présenté de grandes difficultés. Pour en assurer la solidité, nous y avons apporté tous nos soins et nous n'avons négligé aucun travail, quelque augmentation de dépenses que cela dût entraîner.

Le terrain n'étant pas solide, nous avons donné aux fonda-

communication entre l'intérieur du four et les carnaux, car il est essentiel d'empêcher les gaz de passer directement du four dans les carnaux, afin d'obtenir le maximum de rendement en sous-produits.

Pour réduire l'épaisseur des joints, toutes les briques ont été taillées avec soin. Cette dépense, que nous n'avons pas lieu de regretter, a été assez élevée : 253 francs par four. La voûte des fours, faite en briques réfractaires d'une forte épaisseur, a été recouverte d'une seconde voûte en briques rouges. Enfin, sur toute la longueur des batteries, a été disposée une voie suspendue pour le roulage et le déchargement du charbon.

De fortes culées en maçonnerie ordinaire ont été construites aux extrémités des batteries. Les pieds-droits des fours ont été également maintenus par de petits éperons en briques rouges renforcées par des armatures en fonte ou en vieux rails. Ces éperons supportent de petites voûtes destinées à recouvrir les portes des fours pour empêcher que la pluie ne détruise les garnissages en terre.

Les portes en fonte, garnies de briques réfractaires à l'intérieur, ont été *disposées* de manière à être *changées* facilement; elles tournent sur des gonds, et la manœuvre en est facile.

Une grande galerie, construite en briques réfractaires et briques rouges, placée sur le côté et en contrebas (Fig. 4, 5, 6, PL. VI), reçoit les flammes de tous les fours d'une même batterie. Elle se relie d'un côté à une chaudière verticale, de l'autre à une cheminée (Fig. 6).

Au moyen d'un registre, on peut à volonté faire passer les flammes par la cheminée ou chauffer la chaudière. La vapeur produite par cette chaudière suffit à la mise en mouvement de la machine de l'extracteur et des pompes, et du treuil de défournement.

En ce qui concerne les appareils de distillation, il n'a été apporté que de très-légères modifications à ceux employés dans les fours Knab. Pour mieux répartir l'aspiration sur chacun

les fours, nous avons, d'après les conseils de M. Carvès, placé un tuyau collecteur pour 6 ou 7 fours seulement. Chaque tuyau collecteur ne communique que par un seul point avec la conduite générale d'aspiration, de sorte que l'aspiration se fait presque aussi bien sentir sur les fours les plus éloignés que sur ceux les plus rapprochés de l'extracteur. Dans tous les cas, on peut la régler par des obturateurs. On a aussi établi des caisses en fonte pour débarrasser tout de suite le tuyau collecteur et la conduite d'aspiration des goudrons qui se condensent immédiatement à la sortie des fours. Ces goudrons, en effet, sont souvent distillés par le voisinage de la chaleur des fours, et il se forme du brai sec qui encombre la conduite ; en ne laissant pas le goudron séjourner dans la conduite, on évite cet inconvénient.

Nous avons également disposé une petite conduite de vapeur, pour nettoyer les tuyaux en détruisant les engorgements de brai.

Ainsi qu'il a été expliqué plus haut, chaque four est muni de deux buses au lieu d'une : l'une dirigée sur le foyer, l'autre sur le carneau.

Nous avons adopté pour le défournement le treuil à vapeur à repoussoir usité en Belgique. Une conduite de vapeur est établie sur le sol parallèlement à la batterie, elle porte vis-à-vis chaque four une cuvette de prise de vapeur qui, au moyen d'un joint mobile et sec, la met en communication avec le treuil.

La durée de la carbonisation varie de 3 jours à 2 jours. La quantité de houille introduite dans chaque four est, dans les fours de 0^m,800 de largeur, de 4.800 kil. pour une marche en 3 jours, et de 4.400 kil. pour une marche en 2 jours. Elle est, dans les fours de 0^m,700 de largeur, de 4.400 kil. pour une marche en 3 jours, et de 4.000 kil. pour une marche en 2 jours. La charge, dans le four de 0^m,500, est de 2.800 kil. pour 48 heures.

Le rendement est de 70 p. %. La production en coke est pour les premiers fours de 3.360 et 3.080 kil., soit, par 24 heures,

1.120 kil. et 1.540 kil., et pour les derniers, de 3.080 et 2.800, soit, par 24 heures, 1.026 kil. et 1.400 kil.

La marche en 2 jours serait avantageuse, mais la distillation laisse à désirer.

Les volumes des fours et le volume des charges pour une marche en 3 jours, sont les suivants :

Pour celui de :

0 ^m ,80 de larg ^r ,	volu ^m 6 ^m ³,364,	charge	5 ^m ³,600,	soit les	0,879
0,70	»	5,558	»	4,900	» 0,876
0,66	»	5,256	»	4,620	» 0,879
0,50	»	3,990	»	3,490	» 0,875

Voici en quelques mots en quoi consiste l'opération :

Lorsqu'un four d'une batterie est chargé et que les portes et les tampons sont bien mastiqués, on ouvre la valve ; le gaz est aspiré ; il passe par le tuyau collecteur, où il dépose une partie du goudron distillé, qui se rend dans les petites caisses en fonte placées immédiatement au-dessous ; de là, il va dans la conduite générale d'aspiration, sur laquelle est disposé un serpentín constamment arrosé d'eau froide, pour activer la condensation du goudron et d'une partie des principes ammoniacaux, qui s'écoulent dans une cuve reliée à la conduite par un tuyau plongeur. Le gaz arrive à l'extracteur, d'où il est refoulé pour servir au chauffage des fours. La dépression produite par l'aspiration est de 0^m,03 d'eau à l'extracteur, elle est nulle alors dans le four. Le refoulement donne au manomètre une dépression de 0^m,02 d'eau. Le gaz traverse les 4 colonnes à coke, dans trois desquelles il est lavé par un courant d'eau ammoniacale dirigé en sens contraire, pour lui faire abandonner les produits ammoniacaux qu'il tenait encore en suspension et enrichir le titre des eaux. Dans la 4^{me} colonne, il se dépouille de l'eau entraînée, pour être amené sec aux fours par le tuyau de retour des gaz. Il arrive sur une grille chauffée avec une petite quantité de houille ou de fraisil. Là, il s'allume et parcourt les carneaux, se rend dans la galerie des flammes,

et de là autour de la chaudière verticale, où il abandonne une partie de sa chaleur pour sortir à une température de 300° à 500°.

Sur le tuyau vertical de retour du gaz se trouve embranché un tuyau qui amène directement un supplément de gaz dans le premier carneau de chaque paroi du four.

Les pentes et contre-pentes données aux conduites d'aspiration et de refoulement facilitent l'écoulement des produits condensés. Une différence de niveau établie entre les cuves G et H (Fig. 1, PL. VI) permet aux eaux ammoniacales de se rendre dans la cuve G et dans la cuve H, où les pompes les reprennent pour les faire passer 10 à 12 fois par jour dans les colonnes à coke.

Les eaux ammoniacales enrichies et le goudron se rendent dans les cuves I où les deux liquides se classent par ordre de densité, et d'où on les envoie, par des tuyaux spéciaux, les eaux ammoniacales à l'usine à sulfates, et le goudron à la cuve K, puis de cette cuve à la grande voie du chemin de fer pour en remplir les bâches en tôle montées sur trucks et en faire l'expédition.

La disposition du sol permet ces manutentions de liquides sans aucun frais.

Pour le défournement, on commence par couper la communication de l'intérieur du four avec le tuyau collecteur en fermant la valve hydraulique ; on ouvre les deux portes du four après avoir raccordé la machine du treuil à défourner avec la conduite de vapeur ; le machiniste met sa machine en mouvement, et le coke sort en un saumon incandescent qu'on éteint avec de l'eau. Défournement.

On procède immédiatement après à l'enfournement de la houille. Pour cela, on ferme les portes, on ouvre les trous de régala et le tampon de chargement qui avait été préalablement recouvert du charbon qui doit être enfourné et qu'on fait glisser à la pelle. On égalise le charbon enfourné, on ramène le tuyau de prise de gaz, on ferme et lute hermétique- Enfournement.

quement toutes les ouvertures, et on lève la valve hydraulique.

Personnel.

Le personnel employé comprend :

Un surveillant ou contre-maitre pour tout le chantier.

Par batterie :

Un chef d'équipe,

Un chargeur,

Deux régaleurs-éteigneurs,

Un gamin luteur de portes,

Un chauffeur aux grilles de jour,

Un chauffeur aux grilles de nuit,

Un machiniste qui fait fonctionner la machine des extracteurs, le treuil à défourner et qui s'occupe de l'écoulement des goudrons et de l'alimentation de la chaudière verticale,

Un machiniste de nuit.

Quand on a plusieurs batteries, 3 par exemple, ce nombre est réduit ; 2 machinistes de jour et 2 de nuit suffisent, soit $\frac{1}{3}$ par batterie.

Explosions.

Les explosions qu'on pourrait craindre dans ce système de four sont impossibles avec quelques précautions. Nous n'en avons eu depuis 7 ans qu'une seule à enregistrer ; elle a été causée par l'imprudence d'un ouvrier qui, en faisant un joint sur la conduite d'aspiration un jour de grand vent, y a laissé entrer un grand volume d'air.

L'accident a consisté dans une explosion à l'intérieur d'une colonne à coke et le soulèvement de la soupape de sûreté.

En général, il ne se produit de petites explosions qu'au moment de l'ouverture des tampons. Les ouvriers ont soin de se mettre de côté en les ouvrant. Il est facile de surveiller la conduite, et de s'assurer que le gaz y est en pression, au moyen de petits trous ronds disposés sur ces conduites et fer-

lente qualité et peut être comparé à celui produit dans les fours des meilleurs systèmes.

Voici les résultats qu'on a obtenus en 1874 et pendant les 7 premiers mois de 1875 ; ces derniers ont été ramenés à la production de 12 mois, afin de comparer les résultats des deux périodes :

Production
et rendement
en coke.

En 1874 :

Un four a produit dans l'année : 390^t,000 de coke.
10,621 de goudron.
2,134 de sulfate d'am-
moniaque.

En 1875 :

Un four a produit. 405^t,580 de coke.
9,336 de goudron.
1,594 de sulfate.

Le rendement a été, en 1874, de : 73 %
» » 1875, de : 73,1 %

Le rendement des fours a été le rendement théorique pour les deux années.

Les livres de l'usine indiquent des poids trop élevés pour la houille, car, à la suite de plusieurs expériences et d'après les conditions des marchés, le poids livré est celui de la houille ramenée à une teneur de 6 p. % d'eau. Donc, là où il y a une tonne, il faut prendre 940 kil. de houille.

Le poids du coke est le poids du coke humide diminué de la quantité d'eau qu'il contient, c'est-à-dire qu'on donne en pratique 1.080 kil. de coke pour avoir 1.000 kil. de coke sec.

Donc, si avec 1.000 kil. de houille, teneur de 6 p. % d'eau, on retire 690 kil. de coke sec, on a, avec 940 kil. de houille sèche, un rendement de 690 kil. coke sec, soit 73 p. %, ren-

conséquent donné un rendement plus fort en coke, si on élève trop la température, ce qui arrive nécessairement avec une marche rapide, on augmente le rendement du coke au détriment du rendement des goudrons, tout comme si on carbonisait des houilles plus maigres. En effet, le goudron, saisi par une haute température, se distille et laisse sur la masse du saumon de coke une partie du carbone qu'il contient, ce qui se distingue facilement par la présence d'un coke boursoufflé qui couvre la partie supérieure du saumon, surtout dans la partie située en dessous de la valve dite de prise des gaz.

Il n'y a, en effet, aucun intérêt à carboniser le goudron, qui reste dans la masse avec la valeur du coke, tandis qu'il se vend à un prix de 50 p. $\%$ plus élevé en général. Outre cela, 100 kil. de goudron donnent seulement 17 à 18 de coke, ce qui montre combien l'augmentation du rendement en coke au détriment du goudron est en réalité onéreuse.

Il est donc indispensable de suivre très-régulièrement les températures du four, des carneaux, de la galerie des flammes et de la cheminée, de manière à n'élever la température qu'à la fin de la carbonisation, lorsque les produits de la distillation ont été aspirés par les extracteurs.

Ces températures sont utiles aussi à observer pour se rendre compte de la combustion des gaz dépouillés des produits goudronneux et ammoniacaux que le même extracteur refoule sous la sole. On peut, en effet, apprécier le point où se produit le maximum de température, et on doit chercher à concentrer ce maximum dans les carneaux latéraux.

Voici le tableau des températures observées dans les diffé-

DATES DES OBSERVATIONS.	8 JUIN 1875	29 MAI 1875	22 MAI 1875	11 MAI 1875	24 AVRIL 1875	20 NOV. 1874	17 SEPT. 1875	4 SEPT. 1875
Altitude du four au moment du chargement 3 jours après.....	443°	455°	430°	450°	»	»	447°	495°
3 jours après.....	500	480	470	465	425	»	»	530
3 jours après.....	560	610	600	600	525	»	»	550
3 jours après.....	785	700	705	695	600	»	»	690
3 jours après.....	790	760	762	765	»	»	»	800
supérieur.....	786	910	915	920	»	»	»	905
inférieur.....	750	820	820	815	»	»	»	830
des flammes.....	809	885	800	905	»	»	»	820
de la cheminée.....	»	»	»	»	»	520	445	550
supportant les valves.....	112°	145°	160°	164°	151°	106°	»	143°
3 serpentins.....	64	72	68	70	69	71	»	75
3 serpentins.....	52	50	50	51	49	45	»	62
3 colonnes à coke.....	48	43	46 $\frac{1}{4}$	50	44 $\frac{1}{2}$	40	»	36
3 colonnes à coke.....	28	23	24 $\frac{3}{4}$	23 $\frac{1}{2}$	27 $\frac{1}{2}$	22	»	29
de du gaz sous la sole.....	29 $\frac{1}{2}$	23 $\frac{3}{4}$	25	24 $\frac{1}{2}$	28 $\frac{3}{4}$	24	»	32
température ambiante.....	26 $\frac{3}{4}$	»	»	»	»	»	»	28
Pression : avant le chargement.....	2 $\frac{1}{2}$ m/m	1 $\frac{1}{2}$ m/m	2 $\frac{1}{2}$ m/m	2 $\frac{1}{2}$ m/m	2 $\frac{1}{2}$ m/m	»	»	»
3 jours après le chargement.....	2 $\frac{1}{2}$ m/m	2 $\frac{1}{2}$ m/m	2 $\frac{1}{2}$ m/m	2 $\frac{1}{2}$ m/m	0	»	»	»
3 jours après.....	»	1 $\frac{1}{2}$ m/m	1 $\frac{1}{2}$ m/m	1 $\frac{1}{2}$ m/m	0	»	»	»
3 jours après.....	0	0	0	0	0	»	»	»
3 jours après.....	0	0	»	»	»	»	»	20 m/m
avant.....	»	»	»	»	»	»	»	25 m/m
on aux extracteurs.....	»	»	»	»	»	»	»	»

D'après ces observations, la température serait trop élevée dans la galerie des flammes, ce qui semblerait indiquer la nécessité d'admettre un peu plus d'air sous la sole. On a été conduit à ce résultat parce qu'au commencement on introduisait trop d'air sous les soles. Aussi les briques qui les formaient fondaient souvent. C'est en voulant parer à cet inconvénient, qu'on est tombé, comme cela arrive souvent en industrie, dans le défaut opposé ; mais il est facile d'y remédier en augmentant l'entrée de l'air dans les carnaux. L'orifice de ces derniers est, en effet, fermé par des obstruteurs, à dimension variable, ou par un bouchon qu'on enfonce plus ou moins.

On peut voir également que la température du gaz s'est abaissée assez rapidement à un point voisin de la température de l'air ambiant, et que les pressions et les dépressions varient dans des limites très-restreintes.

En multipliant ces observations, on doit arriver à avoir les indications pour faire rendre le maximum aux fours. On arrivera ainsi par tâtonnements à déterminer la proportion du coke, de goudron et de sulfate à faire produire avec une houille déterminée.

C'est un équilibre à trouver suivant l'intérêt de l'industriel. Jusqu'à présent, à Bessèges, on n'a pas réussi à carboniser en 48 heures sans compromettre le rendement des sous-produits. On espère cependant réduire le temps de la distillation avec les fours de la 3^e batterie qui sont plus étroits. Sans arriver en 48 heures, on pourra probablement faire l'opération en 60 heures.

Je donne ici les frais de fabrication de coke par quantité

Main-d'œuvre de fabrication, rapportée à la tonne de coke.

ATELIER DE 53 FOURS.		ATELIER DE 85 FOURS.	
Avec une production journalière			
par four de.....	1101 ^k	de.....	1101 ^k
La production par 24 heures étant			
de.....	58353 ^k	de.....	93585 ^k
Il faut 1 journée de garde, soit par			
tonne.....	0j. 017		0j. 011
1 basculeur.....	0,017		0,011
1 surveillant.....	0,017		0,011
3 machinistes.....	0,053	4 machinistes.....	0,044
1 manœuvre.....	0,017		0,011
2 chefs d'équipe.....	0,034	3 chefs d'équipe....	0,033
2 chargeurs.....	0,034	3 chargeurs.....	0,033
4 régaleurs.....	0,068	6 régaleurs....	0,066
4 chauffeurs.....	0,068	6 chauffeurs.....	0,066
2 luteurs de portes.....	0,034	3 luteurs de portes.	0,033
2 manœuvres.....	0,034	3 manœuvres.....	0,033
Allumage.....	0,010		0,010
Chargement, roulage.....	0,160		0,160
	<u>0j. 563</u>		<u>0j. 522</u>

Journées d'entretien :

Réparations diverses.....	0j. 0074	
Maçons.....	0,0712	
Charpentiers.....	0,0090	
Manœuvres.....	0,0200	
	<u>0,1076</u>	à 3 f. 50

Fournitures diverses :

Moulanges.....	0 ^k ,199	à 0',25 le k ^e	0',050
Fers.....	0,957	0,25.....	0,250
Fers ouvrés.....	0,097	0,70.....	0,007
Chaux.....	0,561	0,007.....	0,0035
Sable.....	1,541	0,0015.....	0,000225
Briques, la brique.....	0,095	0,04.....	0,0036
Briques réfractaires.....	3,348	0,06.....	0,200
Mortier réfractaire.....	1,770	0,03.....	0,05
Bois divers.....	0,007	0,03.....	0,00021
			<u>0',564335</u>

Journées d'entretien :

	0,107 à 3,50 =	0,374
Ensemble 0j.629 par tonne.....		2 ^r ,176
Matières		0,564
Provisions.....		0,314
Soit.....		3,054

Je donne à la suite de cette notice le devis matières de la construction du four. Si on y applique les prix de Bessèges, on a :

Massif au-dessous du sol :

Fouille	38 ^{m³} ,358	à 2 ^r ,00 le m ^³	76 ^r ,716
Béton	6,833	10,00	68,330
Maçonnerie.....	13,779	8,50	117,121
Briques rouges....	5,431	26,50	143,921
Briques réfractaires	0,564	130,00	
Id. id.	0,727	130,00	
	1,291		167,830
Total..... f.			573,918

Élévation :

Maçonnerie en briques réfractaires appareillées..	4 ^{m³} ,421	à 150 ^r ,00 le m ^³	663 ^r ,150
Id. briques rouges 1,624 }	2,654	26,50	70,331
Id. contreforts.... 1,030 }			
Maçonnerie ordinaire.....	1,554	8,50	13,149
Pavage ...	7,543	2,50	18,857
Cheminée d'appel	1,512	25,00	37,800
Briques réfractaires	5,883	150,00	882,450
Maçonneries	6,237	8,50	49,890
Total..... f.			1735,627

Armature :

Fonte.....	146 ^k ,410	à 0 ^r ,25	36 ^r ,60
Fer.....	75,600	0,50	37,80
Total..... f.			74,40

Pièces faisant partie intégrante du four :

Fonte.....	689 ^k ,030	à 0 ^r ,25	172 ^r ,25
------------	-----------------------	----------------------------	----------------------

Matériel pour une batterie :

Colonnes à coke.....	299,850	à 0,70		209,90
Extracteur.....	31,420	2,00		62,84
Transmissions.....	64,380	0,80		51,50
Pompes.....	32,376	1,50		48,55
Chaudières.....	495,104	0,70		346,60
Conduits.....	82,150	1,00		82,25
Treuil à défourner.....	279,285	0,70		195,50
Conduite de vapeur.....	75,857	1,00		75,85
Voie et matériel roulant.....	129,321	0,25		32,43

Total..... f. 1105,42

Matériel pouvant servir à 3 batteries :

Machines à vapeur.....	304,678	à 1,10		335,15
	17,500	0,25		4,35
Cuves à goudron.....	1133,140	0,70		793,30
Conduites.....	216,101	0,75		162,05

Total..... f. 1294,85

Dont le $\frac{1}{3}$ est de 431,60

On arrive ainsi à :

Massif au-dessous du sol....	573,908
Élévation.....	1735,627
Armatures.....	74,400
Pièces faisant partie inté-	
grante du four.....	198,880
Tuyautage et appareils de	
distillation.....	450,000
Matériel.....	1105,420
Machines, cuves.....	431,600

4569,845

Si l'on veut se rendre compte de la dépense immobilisée pour un four produisant par an :

390 tonnes de coke,

10.600^k de goudron,

2.132^k de sulfate,

on doit ajouter à cette somme un certain chiffre pour la part de l'usine à sous-produits, c'est-à dire pour l'usine où on recueille les goudrons et où on traite les eaux ammoniacales.

A Bessèges, on a trouvé plus simple de se borner à recueillir le liquide et à traiter les eaux ammoniacales par la

décrit dans les ouvrages de chimie. On trouvera à la fin de cette note le détail de l'installation pour la fabrication du sulfate. Une semblable usine vaut au plus 65.000 fr., ce qui ferait pour 85 fours une dépense de 765 fr. par four. A Bessèges, il y a eu à faire des travaux de soutènement exceptionnels, qui ont constitué une difficulté tout à fait locale. On peut donc dire qu'à Bessèges les fours système Carvès et C^{ie} coûtent en moyenne. 4559,845

La part de l'usine à sous-produits 765,000

Total. 5334,845

Qu'il faut immobiliser pour 390 tonnes de coke par an :

10.600 kil. de goudron,

2.132 kil. de sulfate,

Soit par jour : 1.068 kil. de coke,

29 kil. de goudron,

5^k,800 de sulfate.

Le goudron donne environ 0^f,048 de bénéfice par kilogramme.

Le sulfate donne environ 0^f,250 de bénéfice par kilogramme.

On a donc un revenu journalier de 1^f,39 en goudron,

1 45 en sulfate.

Soit : 2^f,84

Ce qui représentera par an : 1.036^f,60

Si on déduit du prix du four une somme équivalente à celle du four belge, soit 1.100 fr. pour une production journalière de 1.000 kil. de coke (ce qui serait à vérifier avec les prix des matériaux de Bessèges), il faudra compter pour une production journalière de 1.068 kil. de coke une somme de 1.178 fr. environ. On aura donc avec le four Carvès et C^{ie} immobilisé une somme de 4.156^f,84 pour un revenu de 1.036^f,60. C'est-à-dire qu'on retirera les 25 p. 0/ du capital. Mais comme la

Ce revenu est soumis à la variation des cours du goudron et des sulfates, mais les chiffres ci-dessus sont des moyennes.

On voit donc qu'en laissant de côté le bénéfice du coke, qui est très-réel, puisque le rendement du four est le rendement théorique, on peut compter sur un revenu de 15 p. % pour payer l'intérêt et l'amortissement de la plus-value du four.

En résumé, le four de Bessèges donne le rendement théorique de la houille qu'il carbonise ; produit de 1.068 kil. à 1.101 de coke par 24 heures ; rend en goudron et en sulfate d'ammoniaque, avec la houille de Bessèges, une valeur de 2^f,80 par tonne de coke.

Je me suis limité dans cette notice à ce qui concerne directement la carbonisation.

Les résultats me paraissent suffisants pour engager les industriels qui ont des houilles grasses rendant de 25 à 30 p. % de matières volatiles, à les carboniser dans des fours du système Cavès et C^{ie}.

Cette notice a été rédigée fin août 1875 ; diverses circonstances en ont retardé la publication dans le *Bulletin*.

Tout ce que nous avons fait depuis lors nous a confirmé dans l'idée de faire des fours plus étroits. Si, à Bessèges, c'eût été possible, nous aurions aussi augmenté la hauteur des fours.

Depuis 1875, nous avons traité avec MM. Solvay et C^{ie} pour la concentration des eaux ammoniacales. Pour chaque tonne de coke, nous recueillons 152 litres d'eaux ammoniacales donnant au minimum 5 kil. de sulfate à l'hectolitre, et 34 kil. de goudron.

Comme production de vapeur, on obtient 20^k,7 de vapeur

pour 100 kil. de coke ; on pourrait arriver à 27 kil

Nous avons expérimenté les coques au point de vue de la résistance.

Le coke de la batterie n° 1 (fours de 0^m,70 de large) résiste à 66^k,460 par centimètre carré.

Le coke de la batterie n° 2 (fours de 0,66 de large) résiste à 79^k,720.

Celui de la batterie n° 2 (fours de 0,50 de large), à 92^k,320.

Comme terme de comparaison, nous citerons les résistances suivantes :

Coke fabriqué dans des fours de boulanger.	43 ^k ,920
Coke de la Grand'Combe (fours belges)	53,120
Coke de Molières, de la Compagnie houillère de Robiac et Bessèges (fours Coppée).	80,500

Bessèges, 3 février 1880.

	1867	1868	1869	1870	1871	1872	1873	1874	1875 1 ^{er} semestre.
Houille consommée.....	4849, 373	14329, 162	14641, 861	13886, 325	14632, 760	14215, 425	26998, 294	30057, 190	15482, 693
Nombre de fours.....	25	25	25	25	25	25	53	53	53
Production par four et par an.....	120	365	385	375	330	375	355	390	202
Coke produit.....	3075, 000	9054, 893	9575, 377	9272, 640	9760, 630	9297, 255	18820, 765	20763, 715	10718, 773
Goudron obtenu.....	74, 600	263, 109	296, 181	327, 276	267, 779	228, 147	458, 152	562, 953	217, 021
Eaux ammoniacales obtenues.....	60, 600	1073, 381	1120, 400	1013, 800	979, 900	794, 200	1683, 375	3256, 151	1302, 397
Combustible consommé aux grilles.....	»	417, 829	280, 000	155, 170	165, 000	173, 820	383, 340	443, 462	215, 820
Sulfate d'ammoniaque fabriqué.....	»	56, 432	60, 939	50, 987	46, 736	42, 224	67, 999	113, 111	42, 296
Rendement { Avec les livres de l'usine... en coke { Déduction faite pour l'eau contenue dans le charbon	63.5	63, 2	65, 3	66, 7	66, 7	65, 2	69, 7	69	69, 6
Rendement théorique des houilles.....	67, 2	67, 2	69, 5	69, 5	70, 5	69, 5	73	73	73, 1
Goudron par tonne de houille.....	71, 40	71, 40	70, 80	70	71, 78	71, 83	72, 62	73, 02	73, 00
» de coke.....	15, 6	17, 6	20, 00	17	18, 3	16, 00	17	18, 65	16, 4
Eaux ammoniacales par tonne de houille	24, 3	29	30, 00	25	27, 4	24, 7	25, 7	27, 10	23, 2
» de coke.....	»	75, 8	76, 00	73	66, 9	55, 7	62, 5	108, 15	84
Sulfate par tonne de houille.....	»	118	117	109	100, 4	85, 5	94, 1	157	121, 2
» de coke.....	»	3, 9	4, 2	3, 6	3, 1	2, 97	2, 52	3, 75	2, 72
» d'eau traitée.....	»	6, 2	6, 3	5, 5	4, 7	4, 55	3, 800	5, 45	3, 92
Combust. consommé par tonne de coke.	»	54 ^k	56 ^k	57 ^k	50 ^k	53 ^k	43, 93	34, 00	32, 3
Chaux consommée { Eaux traitées.....	»	46 ^k	28 ^k	16 ^k	17 ^k	18 ^k	20 ^k	21 ^k	20 ^k
p. % k. { Sulfate produit.....	»	4, 06	3, 3	3, 3	3, 4	3, 73	3, 32	3, 12	2, 45
Acide sulfurique { Eaux traitées.....	»	75, 8	59, 9	58, 8	68, 1	80, 05	78, 50	92, 15	66, 00
consommé p. % k. { Sulfate produit.....	»	5, 4	5, 5	5, 9	5, 08	4, 83	4, 37	3, 47	3, 27
»	»	102 ^k	99	105	101	104	101	101, 8	111

Paliers des contreforts des faucs des fours. d'.	45m, 475	»	»	1m, 030	»	»	7m, 543
Pavage sur les fours. d'.	28m, 970	»	»	7m, 543	»	»	1m, 512
Cheminée d'appel. d'.	211m, 207	»	»	1m, 512	»	»	1m, 547
Maçonneries au-dessus des briques rouges.	42m, 360	»	»	1m, 547	»	»	3m, 637
Culée des fours.	43m, 327	»	»	3m, 537	»	»	2m, 700
Pavage pour l'aire de défournement.	99m, 050	»	»	2m, 700	»	»	
	75m, 620	»	»		»	»	
2°							
Armature des fours.							
29 pièces en fonte (Fig. 21, etc., Pl. VIII).....	»	»	»	»	»	148m, 410	»
29 boulons de 35m pour écartement des fours (Fig. 26).....	»	2117k	»	5887k	»	75k, 600	222m, 010
3°							
Pièces faisant partie intégrante des fours							
29 portes de foyer (Fig. 8 à 10, Pl. VIII).....	»	»	»	»	»	»	»
29 plaques de foyer ou gueulards.....	»	»	»	»	»	51k, 790	»
29 broches pour tenir les portes (Fig. 13).....	»	29k	»	»	»	113k, 570	»
56 supports de barreaux de grilles (Fig. 25).....	»	»	»	»	»	1k, 030	»
320 barreaux de grilles (Fig. 24).....	»	»	»	»	»	17k, 100	»
28 portes de four, du côté du treuil à défourner (Fig. 2).....	»	»	»	»	»	228k, 370	»
28 portes de four, du côté de la sortie du coke (Fig. 1).....	»	»	»	»	»	100k	»
28 plaques inférieures pour supports de portes (Fig. 4).....	»	»	»	»	»	140k	»
28 plaques supérieures pour pivots (Fig. 3).....	»	»	»	»	»	20k	»
56 crapaudines en fer (Fig. 6).....	»	207k	»	»	»	18k	»
56 pivots supérieurs (Fig. 5).....	»	178k	»	»	»	7k, 392	»
26 barres fer carré 40/40/1m, 140 pour fermeture des portes.....	»	784k	»	»	»	6k, 392	»
56 butte-portes (Fig. 23).....	»	252k	»	»	»	28k	»
56 verroux de la brique de régalage.....	»	40k	»	»	»	9k	»
	»	1491k	»	20931k	»	1k, 428	»
	»	19440k	»	»	»	53k, 242	742k, 272

DÉSIGNATION DES PIÈCES ET D'APPAREILS.	POUR 28 FOURS.			POUR 1 FOUR.		
	Poids		Poids total.	Poids		Poids total.
	en fonte, fer, bronze.	en fer.		en fonte, fer, bronze.	en fer.	
4°						
Tuyautage et appareils de distillation et de condensation.						
28 prises de gaz sur les fours (Fig. 10, PL. IX).....	»	»	12880 k	»	»	»
28 tampons de four (Fig. 14, PL. VIII).....	»	»	420	»	»	»
28 tuyaux de ramonage (Fig. 8, PL. IX).....	»	»	2100	»	»	»
28 tampons de nettoyage (même Fig.).....	»	»	420	»	»	»
28 valves hydrauliques (Fig. 15, PL. VIII).....	»	62 k	3858	»	24,200	137,800
14 tuyaux à deux tubulures supportant les valves (Fig. 1, PL. IX).....	»	»	4578	»	»	»
8 T de raccord (Fig. 3).....	»	»	440	»	»	163,500
8 tuyaux d'aspiration à tubulure (Fig. 2).....	»	»	904	»	»	15,714
8 tuyaux d'aspiration (Fig. 4).....	»	»	904	»	»	32,280
29 tuyaux d'arrivée des gaz aux fours.....	»	»	1624	»	»	58
29 coudes du haut 81 ^m /m (Fig. 6).....	»	»	870	»	»	31,071
29 tuyaux droits 81 ^m /m à tubulures.....	»	»	1624	»	»	58
29 coudes du bas 81 ^m /m (Fig. 7).....	»	»	870	»	»	31,071
29 grandes buses du foyer (Fig. 57).....	»	»	783	»	»	27,964
29 chemises des buses.....	»	»	188	»	»	6,710
58 boulons reliant la chemise à la buse.....	»	29	»	»	1,030	»
28 coudes de 40 ^m /m pour carneau latéral.....	»	»	224	»	»	8
28 robinets de 40 ^m /m (Fig. 18).....	»	»	336	»	»	12
1 clef pour lesdits (Fig. 19).....	»	2	»	»	0,071	»
28 buses de carneau latéral (Fig. 16).....	»	»	420	»	»	15
31 robinets de 81 ^m /m pour foyer (Fig. 20).....	»	»	1085	»	»	38,750
1 clef pour lesdits (Fig. 19 bis).....	»	»	»	»	»	»
Tuyaux de 250 ^m /m pour aspiration (Fig. 12, PL. IX).....	»	2	»	»	0,071	»
» de 250 ^m /m pour serpentins (30 mètres) 2400 k. (Fig. 20 à 22).....	»	»	11340	»	»	405
» de 200 ^m /m pour retour des gaz (Fig. 13).....	»	»	»	»	»	2,850
1 tuyau d'arrivée à l'extracteur.....	»	»	»	»	»	»

Maçonneries pour le serpentín

5.

Matériel pour une batterie.

Quatre colonnes à coke (avec trous d'homme) (Fig. 1, 2 et 3, Pl. XI).....
 Un extracteur rotatif, système Béal (Fig. 1 et 2, Pl. X).
 Transmission dudit (Fig. 5 à 8).....
 Une pompe à eaux ammoniacales (Fig. 11 à 17).....
 Une pompe alimentaire (id.).....
 Une chaudière à vapeur verticale et accessoires (Fig. 14 à 22, Pl. XI et Fig. 1 à 9, Pl. XII).....
 Sa conduite de vapeur (Fig. 11).....
 Un treuil à défourner (Fig. 14 et 15).....
 Sa conduite de vapeur } 28 cuvettes (Fig. 10).
 Voie pour le treuil roulant.....

6.

Matériel pouvant servir à trois batteries.

Une machine à vapeur de 12 chevaux.....
 Sa plaque de fondation.....
 Cinq cuves à goudron et à eaux ammoniacales (avec trous d'homme) formant un volume de 300 m³ environ (Fig. 9 à 13, Pl. XI).....
 Quatre bâches à eau pour alimentation formant un volume de 125 m³.....
 Conduite d'eaux ammoniacales (tuyaux).....
 Conduite de goudron.....
 Conduite d'eau d'alimentation.....
 Conduite d'eau dans les cuves.....
 Conduite d'eau d'arrosage.....
 Bâtiment des extracteurs.....
 Toiture.....

N. B. — La moyenne pour un four a été déduite d'une batterie de 28 fours. Comme l'outillage de cette dernière catégorie peut servir à 3 batteries, il y aurait lieu de diviser cette moyenne par 3.

	2820	48503 k	31,372	100, 110	
	40408	23 m ² , 403	"	1704, 704	17681, 136
	95 k	"	"	"	0 m ² , 838
7584	812	8396 k	270, 850	29	299 k, 850
"	880	"	"	31, 420	64, 380
923 k	"	1803	"	"	"
233, 125	230	463, 125	"	8, 196	16, 485
445	"	445	"	"	15, 891
6327	7536	16166	225, 964	269, 140	577, 354
"	2303	"	"	82, 250	"
"	7820	"	"	279, 285	"
"	509	9944	"	75, 857	355, 142
3621	1615	3621	129, 321	"	129, 321
"	"	"	"	"	"
8531	490	9021	"	17, 500	322, 178
"	"	"	"	"	"
22227 k 350	241	22468, 330	793, 868	8, 600	802, 468
6460	"	6460	330, 672	"	330, 672
"	2071	2071	"	73, 960	73, 960
"	580	580	"	20, 714	20, 714
"	2095	2095	"	74, 821	74, 821
"	145	145	"	5, 178	5, 178
"	1160	1160	"	41, 428	41, 428
"	"	195 m ³	"	6 m ² , 964	6 m ² , 964
"	"	82 m ² , 800	"	2 m ² , 957	2 m ² , 957

USINE A SOUS-PRODUITS

Fabrication du sulfate d'ammoniaque.

Installation de 3 appareils à sulfate devant servir à traiter les produits de 3 batteries de fours.

LISTE DES PIÈCES ET APPAREILS.	POUR 3 BATTERIES.				POUR 1 FOUR.			
	Volumen ou surfaces.	Poids.		Plomb.	Volumen ou surfaces.	Poids.		Plomb.
		Fonte.	Fontes et fers.			Fonte.	Fontes et fers.	
Blasement des appareils.								
.....	48 ^m 3,127	»	»	»	0 ^m 3,572	»	»	»
.....	48,135	»	»	»	0,572	»	»	»
ite.....	165,450	»	»	»	1,989	»	»	»
briches rouges.....	15,300	»	»	»	0,182	»	»	»
briches réfractaires.....	6,600	»	»	»	0,077	»	»	»
riques.....	31,385	»	»	»	0,373	»	»	»
oprement dits complets.....	»	»	21582 ^k	»	»	»	271 ^k	»
distillation.....	»	»	»	5466 ^k	»	»	»	50 ^k
ir eaux ammoniacales.....	»	6265 ^k	»	»	»	74 ^k	»	»
il.....	»	6800	»	»	»	80	»	»
Sécheur.								
.....	11,320	»	»	»	0,135	»	»	»
ite.....	6,770	»	»	»	0,080	»	»	»
briches rouges.....	3,250	»	»	»	0,038	»	»	»
briches réfractères.....	2,007	»	»	»	0,024	»	»	»
s diverses.....	»	660	»	»	»	8	»	»
sin de dépôt de la chaux.								
.....	65,435	»	»	»	0,778	»	»	»
ite.....	24,415	»	»	»	0,290	»	»	»
es.....	1,450	»	»	»	0,016	»	»	»
.....	243 ^m 3	»	»	»	2 ^m 3,86	»	»	»
installés les appareils.....	165 ^m	»	»	»	1,94	»	»	»
.....	83 ^m	»	»	»	0,976	»	»	»

ÉTUDE SUR L'ACIER

D'APRÈS DES DOCUMENTS PARUS RÉCEMMENT EN ALLEMAGNE,

Par M. FERDINAND GAUTIER,

Secrétaire du Comité des Forges de France.

Dans la séance de la Société de l'Industrie minérale, tenue à Saint-Etienne le 7 février 1880, on a traité tout particulièrement la question des soufflures de l'acier et des gaz qu'on y rencontre.

Un article, fort incomplet et inexact, paru dans le journal l'*Union industrielle*, a servi d'unique base aux critiques sérieuses dirigées contre les procédés d'expérimentation et les résultats du docteur Müller. Pour apporter des éléments indiscutables à la question, je ferai connaître ici, d'après les sources originales, les travaux très-remarquables du savant professeur de sciences naturelles à l'Ecole pratique supérieure d'Osnabrück.

M. Müller est un amateur en métallurgie ; il ne faut donc pas s'étonner s'il a des vues originales et plus ou moins subversives. Mais, il me semble que la première chose à faire, c'est de bien connaître les travaux de l'expérimentateur allemand, avant d'entrer en lutte avec lui sur les conséquences de ses recherches, et j'espère montrer aux lecteurs du *Bulletin* qu'il y a eu des erreurs commises, nécessitant que la discussion soit remise à l'ordre du jour sur des données nouvelles.

et qui a été publié dans le *Zeitschrift des Vereiner Deutscher Ingenieure* en septembre et octobre 1878, sous le titre de : *Recherches sur le procédé Bessemer en Allemagne* (Untersuchungen uber den Deutschen Bessemer process).

Si les déductions sont d'une rigueur contestable, les observations, qui y sont consignées, ne manquent pas d'intérêt ; car les renseignements sur la métallurgie de ces contrées sont, comme on le sait, réduites à un très-mince bagage.

Aucune traduction, aucune appréciation technique, je crois, n'a été donnée en France ; quelques résultats d'analyses d'acier Bessemer à différents degrés d'affinage ont seuls paru dans le *Bulletin* de l'Association amicale des anciens élèves de l'Ecole des mines de Paris ; c'était peu pour un travail de cette importance.

M. Müller nous explique d'abord les conditions générales, où se trouvait en 1878 la métallurgie allemande.

Les fontes traitées renferment, en Prusse rhénane, au maximum, 0,18 p. % de phosphore, et à peu près autant de soufre et de cuivre.

La fonte est le plus souvent refondue au cubilot ; dans quelques cas, cependant elle est prise au haut-fourneau. Les autres conditions sont les suivantes :

Pression du vent : une atmosphère et demie.

Poids des coulées : 7.500 kil. environ.

Vent par minute : 150 mètres cubes en général.

Température du vent, par suite de la compression, 100° environ.

Durée des opérations : 15 à 18 minutes.

2^{me} période, dite d'*Eruption* (Eruptionsperiode). — Le carbone commence à brûler, il se produit une flamme volumineuse d'oxyde de carbone avec crépitations intérieures. Son caractère spectral est l'apparition de raies vertes provenant de la combustion du manganèse.

3^{me} période, dite de *Décarburation* (Entkolungsperiode). — Elle est caractérisée par l'évanouissement progressif des raies vertes ; la flamme est plus courte ; d'abord transparente, elle devient fumeuse, puis disparaît : l'opération est terminée.

Ceci posé, l'auteur étudie théoriquement l'influence qu'exerce sur la température du bain la combustion des différents éléments qu'il renferme.

Sa méthode est originale et vaut la peine d'être rapportée ici.

Admettons que l'air, qui a traversé le métal, soit privé complètement de son oxygène et sorte du convertisseur à la température du bain.

Cette supposition est d'autant plus plausible que, d'une part, les analyses des gaz qui se dégagent n'indiquent que des traces d'oxygène libre ; et que, d'autre part, il est facile de faire fondre un fil de fer en le plaçant à l'orifice du convertisseur.

Prenons comme variable indépendante la quantité x d'air insufflé et cherchons à nous rendre compte de ce que devient la température θ du bain, à mesure qu'un élément se brûle.

Sous l'action d'une quantité infiniment petite dx d'air, l'élément combustible considéré développe une quantité de chaleur bdx proportionnelle au pouvoir calorifique de cet élément. Le produit de la combustion, quand il est entraîné au-dehors, emporte une quantité de chaleur proportionnelle

La quantité de chaleur introduite est donc :

$$dx (b - (m + n) \theta);$$

elle est égale aussi à l'élévation infiniment petite de température du bain, $(d\theta)$, multipliée par son poids p et sa chaleur spécifique c ,

$$d\theta. p. c.$$

On a donc l'équation :

$$d\theta. p. c. = dx (b - (m + n) \theta),$$

$$\text{ou : } dx = p. c. \frac{d\theta}{b - (m + n) \theta}.$$

Une intégration élémentaire donne :

$$x = - \frac{p c}{m + n} \log. nep. (b - (m + n) \theta) + C.$$

Avant le soufflage, c'est-à-dire pour $x = 0$, la température θ a la valeur initiale θ_0 , ce qui détermine la constante C .

$$C = \frac{p c}{m + n} \log. nep. (b - (m + n) \theta_0),$$

$$\text{d'où : } x = \frac{p c}{m + n} \log. nep. \left\{ \frac{b - (m + n) \theta_0}{b - (m + n) \theta} \right\}$$

Eu résolvant par rapport à θ , on arrive à une expression de la forme :

$$\theta = \alpha - \beta e^{-x}$$

Quand une partie des produits de la combustion est sous forme liquide, comme dans le cas du silicium, il y aurait lieu de changer le signe de $m\theta dx$, puisque cette chaleur reste dans le bain. Il faudrait également modifier le terme pc et y faire entrer le poids de la scorie et sa chaleur spécifique. M. Müller, dont j'ai abrégé et simplifié l'analyse, ne parle pas de ces corrections.

En partant des données ordinairement employées, on a calculé les valeurs numériques de θ en fonction des quantités brûlées séparément pour chaque corps, et même pour l'ensemble des corps renfermés dans des fontes Bessemer types.

Je crois qu'il n'y a pas lieu d'attacher une trop grande im-

portance aux chiffres obtenus, je ne donnerai donc pas les courbes auxquelles arrive l'auteur.

La forme de la fonction θ indique une asymptote horizontale $\theta = \alpha$, la température du bain ne peut donc s'élever indéfiniment, ainsi qu'il était facile de le prévoir.

En faisant varier x , on obtient par une proportion la quantité brûlée de l'élément considéré et on arrive aux résultats suivants :

Partons d'un bain à 1.200° .

Le *carbone*, variant de 0 à 5 p. %, élèverait la température à 1.400° .

Le *silicium*, dans les mêmes limites, permettrait d'atteindre 2.600° .

Enfin le *fer*, entre 0 et 20 p. %, porterait la température du bain de 1.200 à 2.100° .

Comme on le disait avec raison, dans une des dernières réunions de l'Industrie minérale, il y a bien des points obscurs, dès que l'on veut aborder cette question de la chaleur dans l'opération Bessemer. La voie ouverte par MM. Jordan, Kupelwieser et Akerman, est loin de satisfaire pleinement l'esprit. Il n'a été cherché jusqu'ici à tenir aucun compte des décompositions entre le fer et les différents éléments qui lui sont combinés, pas plus que de la dissociation de ces éléments entre eux, et nous ignorons l'importance de la correction à apporter de ce côté.

Passons maintenant aux études expérimentales et rendons compte des observations du docteur Müller. L'auteur fait un emploi judicieux des courbes ou diagrammes appliqués aux quantités variables des différents éléments combinés.

une idée de la vitesse de combustion de chaque élément considéré. Je ne donnerai pas les courbes de l'auteur, chacun pourra les construire avec les tableaux des analyses.

1° *Opération d'Osnabrück.* — Mélange de 70 p. % de fonte de Georg-Marien-Hütte et de 30 p. % de fonte du Cumberland. Fusion au cubilot. Apparition immédiate de la raie jaune. Malgré la diminution de la pression entre la 9^{me} et la 14^{me} minute, projection de quelques centaines de kilog. de métal. Scorie très-fluide et d'un brun foncé à la fin. On ajoute 4 p. % de spiegel (à 8 p. % de manganèse et 4,5 p. % de carbone), on le met à froid. Il ne se dégage pas de gaz. Après la fusion du spiegel, on souffle pendant 15 secondes. On ajoute alors 3 p. % de chutes de rails. A la coulée, le métal monte, il se dégage des gaz et il faut coincer les lingotières.

	Carbone total.	Carbone amorphe.	Silicium.	Manganèse.
Fonte.	3,390	3,100	1,730	1,630
Après 5'.	2,690	0,438	1,020	2,290
— 9'.	1,591	0,251	0,927	1,840
— 14'.	0,419	0,223	0,643	1,440
— 16' 1/2.	0,046	0,019	0,514	0,914

Après spiegel et 15'' de

soufflage 0,142 0,104 0,445 1,018

Le carbone amorphe, dont il sera parlé plus loin, est celui qui est insoluble dans les acides faibles.

2° *Opération d'Osnabrück.* — Pas de projections. Après l'addition du spiegel, soufflage de 40 secondes :

	Carbone total.	Carbone amorphe.	Silicium.	Manganèse.
Fonte.	3,460	3,180	1,930	2,990
Après 5'.	2,710		1,070	2,000

3° *Opération chez Hösch, près Dortmund.* — $\frac{2}{3}$ de fonte du Cumberland, $\frac{1}{3}$ de fonte allemande. Fusion au cubilot. Apparition immédiate de la raie jaune. Quelques additions de chutes de rails. 6 $\frac{1}{2}$ p. % de spiegel fondu ; ce qui amène une flamme volumineuse d'oxyde de carbone. Nouvelle addition de 250 kil. de chutes de rails. A la coulée, le métal est calme, les lingots sont sans soufflures ; la scorie est très-fluide et d'une teinte bleuâtre :

	Carbone total.	Carbone amorphe.	Silicium.	Manganèse.
Fonte.	3,516	—	1,847	1,928
Après 4' $\frac{1}{2}$	2,780	—	1,213	1,687
— 13'	0,428	0,215	0,932	1,005
— 16'	0,053	—	0,285	0,373
Après spiegel	0,228	—	0,270	0,620

4° *Opération de Bochum.* — $\frac{2}{3}$ de fonte du Cumberland et $\frac{1}{3}$ de fonte obtenue à l'usine avec des minerais d'Afrique et d'Espagne. Apparition immédiate de la raie jaune. Au bout d'une demi-minute, le spectroscopie indique la deuxième bande verte. On considère l'opération comme terminée, quand l'ensemble des raies vertes s'évanouit. On ajoute 8 p. % de spiegel fondu ; ce qui produit une flamme volumineuse, puis on coule immédiatement. Le métal flambe vivement, les lingots sont sans soufflure aucune.

	Carbone total.	Carbone amorphe.	Silicium.	Manganèse.
Fonte.	3,920	3,506	1,486	1,767
Après 3' $\frac{1}{2}$	2,980	0,368	0,886	1,014
— 6' $\frac{1}{2}$	1,751	0,257	0,749	0,940
— 9' $\frac{1}{2}$	0,299	0,185	0,634	0,736
— 11' $\frac{1}{4}$	0,075	0,035	0,128	0,260
Après spiegel	0,418	—	0,340	1,066

Autre opération de Bochum. — Des essais furent pris

	Carbone.	Silicium.	Manganèse.
Avant spiegel	0,046	0,122	0,248
Après spiegel	0,256	0,235	0,711
Spiegel	4,310	0,571	10,860

En tenant compte des quantités absolues, on peut former le tableau suivant :

	Carbone.	Silicium.	Manganèse.
1° Avant spiegel	0 ^k ,330	8 ^k ,830	17 ^k ,950
2° Après spiegel	19,870	18,170	55,460
3° Spiegel	25,860	3,630	65,160
1 + 3	26,190	12,460	83,110
1 + 3 — 2	6,320	5,710	27,650
Oxygène correspondant . .	8,410		8,040
	14,730 CO		35,690 MnO.

Le dégagement d'oxyde de carbone et la formation de protoxyde de manganèse sont faciles à concevoir ; mais le gain en silicium est-il dû à une erreur d'analyse ou à la réduction d'une partie de la scorie ?

5° *Opération de l'Union, de Dortmund.* — $\frac{3}{8}$ de fonte anglaise, $\frac{3}{8}$ de fonte allemande et $\frac{3}{8}$ de scraps. Un échantillon, coulé en coquille, est blanc sur les bords. La raie jaune, qui avait apparu un instant au début, ne se maintient qu'au bout de 2 minutes. Entre la 10^{me} et la 13^{me} minute, addition de 3 $\frac{1}{2}$ p. % de chutes de rails. Cette opération est remarquable par la faible quantité de manganèse de la fonte. Addition de 9 p. % de spiegel fondu. Production d'une flamme volumineuse. L'acier flambe à la coulée et monte dans les lin-

6° Opération d'Osnabrück. — Fonte du Cumberland pure ; apparition immédiate de la raie jaune. L'addition du spiegel ne produit qu'une action faible.

	Carbone.	Silicium.
Fonte	3,740	2,710
Après 5'	3,074	1,970
— 13'	0,852	1,524
— 18'	0,107	1,037

S'appuyant sur les résultats des analyses ci-dessus, faites par lui-même, et sur ses observations de près de deux cents coulées, l'auteur donne sur le procédé Bessemer l'étude que nous analyserons ici. Il rappelle d'abord les travaux peu connus en France de Snelus, Garke, Kessler et Kerpely.

Deux faits dominant dans l'opération Bessemer :

1° Le pouvoir calorifique du silicium ;

2° La croissance de l'affinité du carbone pour l'oxygène, quand la température s'élève.

Lorsqu'on insuffle de l'air dans un bain de fonte, généralement le silicium brûle seul. Si la température initiale est suffisante, le carbone pourra brûler en même temps que le silicium ; autrement il ne commencera à s'enflammer que quand la température aura été notablement élevée.

L'oxydation des différents éléments de la fonte n'a lieu qu'*indirectement*. Il se forme de l'oxyde de fer dès le début de l'opération, comme le montre la composition de la scorie obtenue au commencement de l'insufflation. C'est cet oxyde de fer qui agit ensuite sur les corps renfermés dans la fonte, comme il agit d'ailleurs au puddlage. Il ne vient à l'esprit de personne de dire que si on enflamme un mélange de 5 p. % d'éther et de 95 % d'alcool, c'est l'éther qui brûlera le premier, parce qu'il est plus inflammable que l'alcool.

Le carbone élevant peu la température du bain, pendant toute la durée de sa combustion, la quantité d'oxyde de fer formée devra être sensiblement constante.

Quant à l'oxygène en dissolution dans le bain de métal, il n'apparaît que vers la fin et tout à fait dans les dernières secondes, autrement il serait impossible de terminer une opération sans addition de spiegel, le métal serait rouverain. On sait également que, si on arrête trop tôt et qu'on ajoute du spiegel, la réaction est nulle ; il ne se produit pas d'oxyde de carbone, parce qu'il n'y avait pas d'oxyde de fer libre. Le maximum d'oxyde de fer trouvé dans une opération Bessemer avant spiegel a été de 0,213 p. %, d'après M. Bender, actuellement ingénieur à Fssen.

Profitant d'une opération manquée, où le convertisseur n'ayant pu être retourné, on souffla jusqu'à corrosion du fond, M. Müller a analysé le métal qui avait échappé à l'oxydation. Pour séparer la scorie interposée, on fondit dans un creuset et on trouva :

Carbone	0,043 p. %
Silicium.	0,049
Manganèse	0,062

Il règne une certaine incertitude sur le silicium et le manganèse, à cause de la réaction possible du creuset sur la scorie.

L'auteur pense que l'on doit considérer dans l'opération Bessemer trois allures qu'il définit ainsi :

1° *L'allure allemande*, caractérisée par une température initiale élevée et une forte teneur en silicium.

2° *L'allure anglaise*, caractérisée par une température initiale peu élevée et une forte teneur en silicium.

3° *L'allure suédoise*, caractérisée par une température initiale élevée et une faible teneur en silicium.

15 p. %, de coke, tandis qu'en Angleterre on parle couramment de 10 kil. ; en chauffant l'air du cubilot par la chaleur perdue de l'opération, on arrive à Sheffield, chez Brown Bailey and Dixon, à ne consommer que 6^k.6, et l'air atteint 260° centigrades.

On peut considérer le point d'inflammation du carbone comme étant vers 1.400° ; quand la fonte atteint cette température, soit par l'excès de combustible, qui a servi à la fondre, soit par l'oxydation d'une fraction du silicium dans le cubilot, le carbone brûle parallèlement au silicium ; aussi voit-on apparaître la raie jaune dès le début de la plupart des opérations allemandes. Mais peu à peu, l'oxygène du vent, qui se répartissait entre le silicium et le carbone, n'agit plus guère que sur le carbone, par suite de la prédominance de l'affinité du carbone ; la combustion du silicium s'arrête presque complètement, comme on peut le voir en construisant les courbes des opérations qui sont traitées à l'allemande et dont nous avons donné les analyses plus haut. Lorsqu'on veut diminuer la proportion de silicium du bain, que faut-il faire ? Il faut refroidir pour diminuer ainsi l'affinité du carbone pour l'oxygène. Voici, par exemple, deux opérations, où la projection de chutes de rails a abaissé la température et, en quelques secondes, amené la combustion du silicium :

	Quantité de silicium	
	Avant l'addition de scrap.	Quelques secondes après.
1 ^{re} opération	0,512	0,364
2 ^{me} opération	0,450	0,205

Malgré cette précaution du refroidissement par les scraps,

anglaises renfermant beaucoup de silicium et pouvant absorber beaucoup de scraps. Plus tard, on chercha à employer en partie les fontes légèrement phosphoreuses du pays, d'où la nécessité de laisser moins de carbone dans le produit final, et il arriva alors que la dureté nécessaire fut obtenue par le silicium et le manganèse.

Citons deux types d'acier Bessemer allemand, très-chargés en silicium et en manganèse, avec une certaine proportion de phosphore.

1° Carbone.	0,144	2°	0,105
Silicium.	0,435		0,422
Manganèse.	0,828		0,592
Charge de rupture. 70 ^k ,7			62 ^k ,0
Contraction p. % . .	43,6		38,5
Allongement p. % . .	24,0		19,0

L'allure allemande a l'inconvénient d'amener une corrosion un peu plus grande du garnissage. De plus, il reste du silicium et du manganèse dans l'acier en quantité assez forte.

Ajoutons que la combinaison de la haute teneur en silicium et de la haute température initiale permet une addition de scraps dans des proportions quelquefois étonnantes. J'ai vu chez Hösch, aux environs de Dortmund, en février 1876, une marche assez curieuse, que je relaterai ici, car elle diffère notablement de ce que cite M. Müller sur cette usine. La fonte était un mélange de Cumberland et d'un peu de fonte indigène, ayant 4 p. % de carbone, 1 p. % de manganèse et 3 p. % de silicium. On employait 30 p. % seulement de fonte et 70 p. % de scraps, chutes de rails, etc. que l'on mettait à

qu'au Bessemer, et ne pouvait avoir de raison d'être que dans le bas prix des riblons d'acier comparativement à celui de la fonte.

Allure anglaise. — Dans l'allure anglaise, le bain doit être considéré comme étant à la température initiale de 1.200° ; tandis que dans l'allure allemande il faut compter 1.400° . Le silicium commence seul à brûler jusqu'à ce que la température atteignant 1.400° , le carbone s'enflamme; on se retrouve alors comme au début de l'allure allemande. Il arrive donc que la dernière période est chaude et qu'il reste du silicium dans l'acier, par suite de la prédominance de la combustion du carbone.

La pureté de la matière première permet d'opérer ainsi; on n'a pas d'ailleurs besoin d'une plus haute température; les scraps trouvant une vente facile pour les diverses industries de Sheffield, on n'a pas lieu de les fondre au convertisseur.

Allure suédoise. — C'est la plus logique; haute température initiale et juste assez de silicium pour élever et maintenir la chaleur au point convenable.

Le produit n'est plus forcément chargé en silicium ou en manganèse. Il ne reste que des traces du premier corps, et, quant au second, il est ajouté à la fin en même temps que le carbone et dans la proportion que l'on veut. Cette méthode est celle qui est préférable.

Il ne faut pas confondre l'allure suédoise avec ce que l'on a l'habitude d'appeler la *méthode suédoise* et qui consiste à arrêter l'opération au degré de carburation voulu, sans ajouter de spiegel. Il serait impossible d'appliquer cette méthode en

et c'est là un combustible intermoléculaire qui sera toujours plus cher que de réduire au haut-fourneau les cailloux du chemin sous forme de silicium.

Quant à l'allure suédoise, il serait plus juste de l'appeler peut-être *allure française*, car c'est elle à peu près que l'on emploie en France. Avec la prise de la fonte au fourneau, on cherche à ne pas dépasser 1,5 de silicium et la température initiale est très-élevée. Cependant, je ne crois pas que d'une manière courante aucune usine de notre pays ait l'apparition persistante de la raie jaune, dès le commencement du soufflage.

La scorie Bessemer en Allemagne a une composition toute spéciale, grâce à la présence d'une grande quantité de manganèse.

A Osnabrück, on trouve :

Silice	43,73
Protoxyde de manganèse	45,41
Protoxyde de fer	9,04
Alumine	1,99
	100,17

Cette scorie peut se peroxyder à l'air, ce qui est la base du mode d'essai appelé *schlackenprobe*, qui permet de juger et de décider la marche de l'opération.

On opère de la manière suivante : on couche le convertisseur, on y plonge une tige de fer, qui se couvre d'une couche de scorie de couleur plus ou moins foncée. Trop claire, l'oxydation n'est pas assez forte; trop foncée, il y a trop de fer peroxydé; si la scorie est bleue, le bain est saturé d'oxygène.

Pour lui, lorsque l'oxygène traverse le bain sans être absorbé, il peut y avoir combustion de vapeurs métalliques dans l'intérieur du convertisseur, la partie inférieure de la flamme devient alors obscure par les fumées entraînées et le spectre métallique disparaît. Il cherche à le vérifier et emploie la méthode suivante. Il prend une opération Bessemer, au moment où les raies sont en plein épanouissement; il incline le convertisseur de manière à faire émerger en partie une des tuyères; il y a aussitôt de l'oxygène libre à la sortie du convertisseur, la flamme s'obscurcit par le bas et les raies vertes disparaissent; on relève le convertisseur et elles reparaissent avec la limpidité de la flamme.

La disparition des raies vertes indique donc que l'oxygène libre a saturé le bain, puisqu'il s'en échappe pour brûler les vapeurs métalliques qui flottent au-dessus de lui. Les raies vertes apparaissent quand la température est assez élevée pour produire des vapeurs métalliques qui s'enflamment au dehors du convertisseur.

Il ne reste plus, pour terminer l'analyse de ce premier travail de M. Müller, qu'à parler du carbone amorphe, dont nous avons donné quelques dosages dans les analyses citées plus haut.

Le carbone amorphe est le résidu de l'attaque de l'acier par les acides faibles, l'acide sulfurique étendu, par exemple. Le premier résidu brut que l'on obtient renferme du fer en proportion assez considérable pour constituer un carbure spécial Fe³C renfermant, carbone 6,7

Fer 93,3

100,0

Pour mettre en évidence ce carbure de fer, voici comment

ment d'abord à l'eau distillée, puis à l'alcool, et on rassemble dans une capsule de platine tarée que l'on place au bain de sable dans une petite étuve avec atmosphère de gaz d'éclairage. La substance ainsi obtenue est très-pyrophorique, on la pèse rapidement. On la brûle dans un courant d'oxygène; il reste du peroxyde de fer. Par un calcul simple, on trouve le carbone amorphe et le fer combiné avec lui. Par exemple, 2,24 de carbure de fer renferme 0,140 de carbone amorphe.

M. Müller attribut un certain rôle à ce carbure de fer dans les cassures des lingots au laminoir (*Walzbruch*). Il prétend avoir trouvé une proportion très-forte de ce carbure dans certains aciers que leur pureté devait garantir au laminage.

Il y a là une étude à faire, qui présenterait un assez grand intérêt. Il me semble que le genre de cassure dont il est question tient plutôt à un état physique du métal, qui le rend sensible au chauffage. Du moins, est-ce l'explication qu'on en a donnée jusqu'à présent.

Passons maintenant au travail de M. Müller, *sur les dégagements de gaz dans les lingots Bessemer* (*Über die Gasabscheidungen in Bessemergüssen*). Le point de départ de ses recherches a été l'observation suivante : deux usines allemandes, Hösch et Bochum, obtenaient d'une manière courante des lingots sans soufflures, et cependant le métal présentait, avant et pendant l'action du spiegel, un dégagement abondant de gaz.

Comment expliquer que le développement d'oxyde de carbone, auquel on a attribué jusqu'à présent les soufflures, disparaisse ensuite du bain. Est-ce l'action du manganèse du spiegel? Non, puisque dans d'autres usines, avec un excès anormal de manganèse, les lingots rochent fortement. Est-ce le silicium qui se trouverait en petite quantité dans le spiegel? Non, il y en avait déjà dans l'acier.

Attaquant alors la théorie de la suppression des soufflures par l'emploi du silicium, il la traite sévèrement. Il s'imagine,

à tort, que c'est par la présence du silicium dans les aciers sans soufflures, de Krupp et de Bochum, que le procédé en question a été découvert ; il se demande pourquoi, comme contrôle, on n'a pas analysé également les aciers des autres usines allemandes, présentant des soufflures. En réalité, les choses ne se sont pas passées ainsi : des éprouvettes prises dans l'opération Martin-Siemens avec fonte siliceuse comme bain initial, ont montré que, au moment où il se produisait des soufflures, il n'y avait, pour ainsi dire, plus de silicium, tandis que les éprouvettes sans soufflures en renfermaient encore.

Déjà, en 1877, M. Osann avait dans le *Generalversammlung des Technischen vereines für Eisenhüttenwesen*, fait de vives objections à la possibilité de la décomposition de l'oxyde de carbone par le silicium avec formation de silice et dépôt de carbone ; il trouvait plus rationnel d'admettre que le silicium agit comme réducteur sur les oxydes de fer et de manganèse se trouvant dans l'acier, à la fin de l'opération, et les empêchant de produire de l'oxyde de carbone (1)

M. Müller est plus radical, il ne veut pas entendre parler du silicium et de son action possible sur les soufflures ; il cite des aciers de Styrie qui, avec 1,5 p. % de silicium, sont loin d'être un bloc homogène, d'après les expériences de M. Hupfield. Voyons, dit-il, ce que nous savons de positif sur les dégagements de gaz de l'acier. Il cite alors les travaux de Troost, Hautefeuille, Cailletet et Pary sur l'absorption des gaz par le fer chauffé au rouge. L'hydrogène, l'oxyde de carbone et l'azote s'y rencontrent. L'azote peut provenir de l'air ; l'hydrogène, de la vapeur d'eau, et l'oxyde de carbone des foyers métallurgiques.

Il lui semble clair que, dans l'opération Bessemer, le bain métallique soit tout d'abord exposé à se saturer d'oxyde de

(1) C'était la théorie donnée par M. Pourcel à la séance mensuelle de l'industrie minérale, en novembre 1876.

carbone, puisque ce gaz se produit par combustion intermoléculaire. L'azote traverse la masse liquide en quantité considérable. Quant à l'hydrogène, la vapeur d'eau (que renferme souvent l'air dans la proportion de 1 p. %) peut très-bien lui donner naissance, et l'on sait que sa solubilité, dans le cas qui nous occupe, est très-grande. Voilà pour la présence possible de ces gaz dans l'acier. Pour expliquer leur dégagement sous forme de soufflures, il faut que leur solubilité diminue par le refroidissement ou par le passage de l'état liquide à l'état solide. Faut-il assimiler l'acier à une dissolution de salpêtre, qui dépose des cristaux en se refroidissant, ou à une dissolution de sel marin qui ne donnerait de cristaux que par la congélation, le chlorure de sodium étant également soluble à toute température ?

Considérant que rien n'a été prouvé jusqu'ici sur la nature des gaz renfermés dans l'acier solide, il expérimente de la manière suivante :

Sur le fond d'une cuvette de fonte est fixé solidement un foret, la pointe en l'air. La cuvette est remplie d'eau bouillie (on a employé aussi l'huile et le mercure pour vérifier si les gaz recueillis ne provenaient pas de la décomposition de l'eau). Dans le porte-outil d'une machine à forer est fixé le lingot sur lequel on se propose d'expérimenter, et on le centre au-dessus du foret fixe. *La quantité d'eau, qui se trouve en présence, produit un refroidissement assez grand pour permettre une rotation assez rapide.*

Je cite textuellement cette phrase parce que j'y trouve

de 42^m/_m. Comme précaution, quand ils étaient encore chauds, on les enduisait de cire, afin d'éviter les pertes de gaz par les parois.

Après un forage, qui durait de 1 heure à 1 heure et demie, on soulevait le lingot jusqu'au niveau de la pointe du foret, sans le sortir de l'eau ; puis on faisait passer dans une cloche à analyse les gaz, qui s'étaient rassemblés dans le trou, et on avait bien soin d'éviter la rentrée de l'air.

L'auteur indique ensuite ses méthodes d'analyses, auxquelles je ne vois rien à reprocher au point de vue scientifique. Il reconnaît bien que l'emploi de l'eau peut absorber les gaz, qui seraient très-solubles dans ce corps ; mais il ne croit pas à leur présence dans l'acier. L'ammoniaque, par exemple, dont on a parlé, lui semble impossible, puisque ce gaz se décompose par la chaleur en azote et en hydrogène. Il eût été préférable, en tout cas, pour éviter toute objection, de faire le forage dans un bain de mercure.

En mesurant le volume des gaz et le volume du trou, on obtenait un renseignement auquel l'auteur reconnaît lui-même une valeur seulement relative ; en pesant le lingot avant et après le forage, et en divisant la différence des pesées par la densité de l'acier 7,8, on avait le volume de l'acier contenu dans le trou. Retranchant le volume de l'acier du volume du trou, on avait le volume des cavités du métal. Divisant alors le volume des gaz par le volume des cavités, on avait la tension des gaz.

Cette manière de raisonner suppose que les copeaux obtenus étaient assez fins pour que toutes les soufflures fussent entamées

Voici le détail des expériences :

1° *Acier Bessemer pour rails*. — L'acier était très-poreux ; pertes de gaz au transvasement. Pas d'acide carbonique ni d'oxyde de carbone ou d'oxygène. Le gaz est combustible.

2° *Acier Bessemer pour rails*. — 48 p. % de gaz renfermant :

H	90,3
Az	9,7
	100,0

3° *Acier Bessemer pour ressorts*. — Avait roché dans les lingotières. — Soufflures petites. — Forage dans l'huile de navette. — 21 p. % de gaz renfermant :

H	81,9
Az	18,1
	100,0

4° *Acier Bessemer avant l'addition du spiegel*. — De grandes soufflures. — 60 p. % de gaz à la pression de 3,5 atmosphères :

H	88,8
Az	10,5
Co	0,7
	100,0

5° *Acier Bessemer pour rails*. — C'est la charge précédente après addition du spiegel. — 45 p. % de gaz à la pression de 7 atmosphères :

H	77,0
Az	23,0
	100,0

6° *Fonte Bessemer prise au cubilot*. — Présente au refroidissement quelques bosses à la surface. — Croûte blanchissante, mais sans soufflure. — 15 p. % de gaz.

H	86,5
Az	9,2
Co	4,3
	100,0

7° *Id.* — 35 p. % de gaz :

H	83,3
Az	14,2
Co	2,5
	100,0

8° *Gueuset de fonte Solway n° 1.* — Sans soufflures. — 3,5 p. % de gaz :

H	52,1
Az	44,0
Co	3,9
	100,0

9° *Acier Martin de Bochum avant le spiegel.* — 25 p. % de gaz :

H	67,0
Az	30,8
Co	2,2
	100,0

L'acier obtenu après spiegel est sans soufflures.

10° *Acier Bessemer pour rails.* — 29 p. % de gaz, à 8 atmosphères de pression :

H	76,7
Az	26,3
	100,0

11° *Fonte Bessemer* ayant produit l'acier précédent. Après avoir relevé et abaissé rapidement le convertisseur. — 28 p. % de gaz :

H	81,1
Az	14,8
Co	4,1
	100,0

H	62,2
Az	35,5
Co	2,8
	100,5

13° *Fonte de Bochum prise au fourneau.* — Cassure sombre et serrée. — 20 p. % de gaz, composé en grande partie d'hydrogène. — Analyse manquée par accident.

14° *Fonte de la même coulée.* — Avant spiegel. — 44 p. % de gaz :

H	80,4
Az	17,9
Co	1,3
	99,6

Les lingots obtenus après spiegel sont sans soufflures.

15° *Acier Bessemer extra-doux d'une usine de Westphalie.* — Acier qui n'avait ni retassé, ni monté. — Quelques soufflures — 16,5 p. % de gaz :

H	68,8
Az	30,5
	99,3

16° *Rails d'acier de Prevali, en Carinthie.* — Résultat obtenu par rupture. — 51 p. % de gaz, à 4,5 atmosphères de pression :

H	78,1
Az	20,7
Co	0,9
	99,7

côté, laminé en un carré de 50^m/m. — Cassure compacte. —
7,3 p. % de gaz :

H	54,9
Az	45,5

100,4

19° *Aciers sans soufflures de Bochum.* — D'un même gros lingot, on a extrait quatre petits lingots, dont deux ont été forgés.

Densité sous forgeage : 7,821.

après forgeage : 7,824.

Erreur possible : 0,002.

a. — *Non forgé.* — 17 p. % de gaz ayant la composition suivante :

H	92,4
Az	5,9
Co	1,4

99,7

Autre lingot 14 p. % de gaz.

b. — *Forgé.* — 5,5 p. % de gaz :

H	73,4
Az	25,3
Co	1,3

100,0

On voit, d'après ces expériences, que le gaz renfermé dans les soufflures serait principalement de l'hydrogène avec un peu d'azote; que, dans l'acier, on ne trouverait pas d'oxyde de carbone, sauf en très-petites quantités avant l'addition du spiegel.

Les dégagements gazeux dans l'acier seraient donc autre

drogène (qui provient vraisemblablement de la décomposition de la vapeur d'eau), de dessécher l'air avant son insufflation au Bessemer, puisque au haut-fourneau déjà, et au cubilot ensuite, la fonte a été mise dans des conditions à pouvoir se saturer de ce gaz. On trouve, en effet, dans les expériences ci-dessus, de nombreux exemples de la présence de l'hydrogène dans la fonte solide, malgré sa texture d'apparence serrée, et dans la fonte qu'on vient de prendre au fourneau ou au cubilot.

Si nous remarquons que, après un certain temps de soufflage et pendant toute la période d'éruption, les prises d'essai sont sans soufflures, que le métal ne roche, en dégageant des gaz, que tout à fait à la fin de l'opération, n'a-t-on pas le droit de raisonner de la manière suivante : quand de l'eau est saturée d'un gaz et qu'on la fait traverser par un courant d'air, les gaz dissous sont entraînés mécaniquement, surtout les moins solubles, dont les traces même disparaissent. L'eau de chlore ou de brome se décolore ainsi complètement ; plus le courant gazeux est finement divisé, plus rapide et plus complet est l'entraînement. Le bain métallique, au Bessemer, est parcouru par une quantité considérable de gaz, il doit donc y avoir entraînement mécanique de ceux qui sont dissous, puis il se fait de nouvelles dissolutions, suivant les conditions d'entrée et de sortie. L'azote et l'hydrogène se rencontrent en proportion sensiblement constante pendant toute l'opération ; mais l'oxyde de carbone se produit surtout pendant la période d'éruption ; de plus, il est formé au sein même de la masse et la parcourt dans un état de division extrême ; c'est donc lui qui

Chez Hôsch et à Bochum, l'acier est soufflé avant le spiegel, la réaction de celui-ci est vive, et cependant les lingots sont sans soufflures. Il est logique d'admettre que le gaz produit par la réaction du spiegel est principalement de l'oxyde de carbone, mais il vaut mieux encore le prouver, surtout si on peut démontrer également que cet oxyde de carbone entraîne avec lui de l'hydrogène.

Voici comment opère M. Müller : une opération Bessemer étant terminée, on couche le convertisseur, on enlève la botte à vent, ce qui met à découvert les tuyères.

On introduit alors, dans un certain nombre des orifices des tuyères, des tubes terminés par une série de boules ou ballons, présentant en plus grand l'image des tubes de Liebig.

On ajoute le spiegel, il se fait un dégagement abondant de gaz, et quand la réaction semble terminée, on bouche avec de la cire les extrémités de ces tubes. L'air a été expulsé par le premier dégagement, il s'est produit une flamme et on peut être sûr d'avoir des échantillons des gaz produits par la réaction ou entraînés par elle.

On remarque qu'un abondant dépôt de vapeur d'eau s'est produit dans les tubes ; cette vapeur d'eau ne peut provenir que de la combinaison de l'hydrogène en dissolution dans le métal, avec l'oxygène renfermé dans le convertisseur. Voici, d'ailleurs, le résultat de l'analyse des gaz des éprouvettes.

	1	2
Oxyde de carbone	82,6	78,55
Acide carbonique.	0,0	0,86
Azote.	14,3	16,38
Hydrogène	2,8	2,52
Oxygène	0,0	1,32

sons 1 mètre cube d'acier et 40 p. % de gaz en dissolution, soit 0^m,350 d'hydrogène (87 p. %). On peut évaluer à 15 mètres cubes le dégagement d'oxyde de carbone par l'action du spiegel, nous retrouvons alors que les 0^m,350 d'hydrogène correspondraient à l'entraînement de tout l'hydrogène dissous, puisque $\frac{0,35}{15} = 2,5 \text{ p. \%}$.

Il serait plus difficile d'expliquer la présence des 14 à 16 p. % d'azote, parce que le volume de la partie libre du convertisseur joue un rôle que nous ne pouvons déterminer.

Donc, pour M. Müller, l'hydrogène, en dissolution dans le métal, produirait les soufflures, à moins qu'il ne soit entraîné par l'oxyde de carbone au moment de la réaction du spiegel.

Quelle conséquence en déduire ? Si la plupart des usines allemandes produisent des lingots soufflés, c'est que la réaction du spiegel est trop peu tumultueuse et n'entraîne pas l'hydrogène en dissolution dans le métal. L'auteur en conclut que, pour produire des aciers sans soufflures, il faut faire naître de l'oxygène dans le bain par un soufflage suffisant, ajouter ensuite de la fonte non manganésifère pour avoir un violent dégagement d'oxyde de carbone et terminer par du spiegel qui, par son manganèse, détruira l'état rouverain du métal.

On voit que nous sommes loin de la pratique actuelle de la fabrication des aciers sans soufflures, où, par un excès de manganèse toujours présent, on évite l'oxydation ; on ajoute ensuite du silicium et du manganèse pour amener, sans dégagement de gaz, le métal à se dépouiller de ce qui produirait les soufflures, tout en acquérant la malléabilité à chaud.

M. Müller s'occupe ensuite du retassement de l'acier, un vide intérieur, qui se produit quand le métal étant coulé en coquilles en refroidit subitement sa partie supérieure.

M. Wasum, ingénieur des aciéries de Bochum, a déterminé l'importance relative du retassement dans diverses natures d'acier, voici les résultats qu'il a trouvés :

Acier Bessemer pour rails.	2,4 p. %
Acier Martin pour rails	2,2
Acier au creuset pour outils	1,6
Acier au creuset pour bandages.	1,2

Il se servait d'un cylindre gradué, dont il versait le contenu dans la cavité des lingots.

En pratique, on évite que ce retassement de 2 p. %, en moyenne, ne se fasse dans l'intérieur des lingots. On garnit l'entonnoir de coulée de matières peu conductrices de la chaleur, on coule vite, jette de la poussière de charbon de bois sur la coulée, de manière que le refroidissement ait lieu après la solidification du métal de la lingotière. On peut encore remplir le moule lentement, au moyen d'un entonnoir à orifice étroit ; le lingot se solidifie alors pendant la coulée. Il faut beaucoup de temps et de l'acier très-chaud, pour réussir par ce dernier moyen.

M. Müller cherche ensuite l'influence de la pression sur la solubilité des gaz dans l'acier. De même que l'eau sous pression dissout une plus grande quantité de gaz, de même la compression de l'acier doit maintenir en dissolution des gaz qui auraient de la tendance à s'échapper au moment de la solidification. C'est ainsi qu'à la coulée des lingots, on évite le bouillonnement de l'acier en bouchant avec une tôle que l'on recouvre de sable. On produit également des lingots sans souffres en exerçant sur la surface libre du métal une pression énergétique. Ces deux méthodes ont pour effet de produire une croûte solide, qui arrête le dégagement des gaz de la partie encore liquide.

M. Müller étudie ensuite la soudure de l'acier ; il n'arrive pas à une conviction bien solide sur la possibilité d'un produit homogène, dont le ciseau ne puisse séparer les deux éléments. Il recommande un artifice que j'avais trouvé également dans des recherches de ce genre, artifice simple et à peu près infail-
lible, si on ne chauffe pas trop ; c'est l'interposition d'une lame de fer entre les deux morceaux d'acier que l'on veut souder.

L'auteur termine enfin par quelques considérations sur la différence que présentent au laminage les lingots soufflés et ceux qui sont sans soufflures. Il montre que, dans beaucoup de cas, les lingots sans soufflures donnent plus de rebuts que les autres, ce que les fabricants français avaient déjà reconnu, et ce qu'ils ont trouvé en général le moyen de combattre.

Maintenant qu'on connaît les travaux de l'expérimentateur allemand, on peut rouvrir la discussion d'une manière plus sérieuse et plus profitable à tous ; c'est le résultat que j'ai cherché à obtenir.

NOTICE

SUR

LES APPAREILS DE SONDAGE EMPLOYÉS PAR LA SOCIÉTÉ
ANONYME DE COMMENTRY-FOURCHAMBAULT,
DANS SES MINIÈRES DU BERRY,

Par M. V^{er} LECACHEUX, chef de service. (1)

La présente notice est divisée comme suit :

- 1° Considérations générales sur l'utilité des sondages ;
- 2° Emploi des appareils, d'après la nature et l'épaisseur des terrains recouvrant le minerai ;
- 3° Description et fonctionnement des divers appareils et de leurs accessoires ;
- 4° Prix de revient des sondages dans les divers terrains ;
- 5° Manière de disposer les sondages sur le terrain, leur nivellement ;
- 6° Conclusion ;
- 7° Application au fonçage d'un puits d'une profondeur de 42^m,50 ;
- 8° Devis d'une sonde Travanet.

1° CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES SUR L'UTILITÉ DES SONDAGES.

Les richesses minérales du Berry ont depuis longtemps attiré l'attention des maîtres de forges du centre de la France, dont la plupart alimentent encore aujourd'hui leurs usines uniquement avec les minerais de fer de cette contrée.

Ces minerais se rangent en deux catégories :

Les premiers sont dits de *surface*, à cause de la faible profondeur à laquelle on les rencontre, étant simplement recou-

(1) Un extrait très-sommaire de cette notice a été donné aux Comptes-rendus mensuels, 1879, page 62.

verts par une couche de terre, qui quelquefois atteint à peine 1 mètre. Les amas affectent la forme d'un cône ayant la pointe en bas ; ils ont pour terrains encaissants le terrain jurassique.

Les seconds sont dits de *fond*, parce qu'ils se rencontrent à une profondeur assez grande, très-variable d'ailleurs et allant parfois jusqu'à 70^m, et encore n'est-ce pas là la profondeur maxima, mais seulement la plus grande qui ait été atteinte dans le Berry. La masse minérale a le plus généralement pour mur le terrain jurassique. On ne l'a pas encore rencontrée par couches importantes ou par filons d'une longueur relativement considérable ; elle se présente en amas isolés plus ou moins importants, affectant des formes très-variées et semés, sans ordre dans le terrain sidérolithique.

Pour exploiter avantageusement de tels gisements miniers, certains travaux préliminaires, entre autres des sondages, sont d'une nécessité absolue.

Après avoir recueilli sur la surface du sol tous les renseignements et toutes les indications que la science géologique peut y faire lire, il est nécessaire de compléter ces observations par une étude plus approfondie si l'on désire entreprendre un travail quelconque d'exploitation. Ces données premières sont indispensables pour découvrir le gisement d'abord, lorsque celui-ci n'a pas d'affleurements, ensuite pour étudier sa puissance et son allure.

Dans ce triple but, on se sert des sondages dont l'emploi a souvent évité des mécomptes qui auraient pu être désastreux ; ce qui ne veut pas dire qu'on doive avoir une foi aveugle dans les résultats qu'ils peuvent donner, ainsi que

de la recherche du minerai dit de surface, on se sert de la sonde à mains, FIG. 1 et 2, PL. XIII, pouvant atteindre des profondeurs variant jusqu'à 5^m environ.

Quand on a besoin d'aller plus avant, quelle que soit la résistance du terrain, on se sert de la sonde à bascule mue à bras, n° 1, FIG. 3 et 4, PL. XIII, qui ne permet guère de forer un trou de plus de 12^m dans le rocher, et de 18 à 20^m dans les argiles; les organes de cette sonde sont trop faibles pour aller à des profondeurs plus grandes.

Si l'on veut aller plus avant, on emploie la sonde à bascule et à bras n° 2, FIG. 5, 6, 7, 8 et 9, plus compliquée que la précédente, mais pouvant permettre d'aller jusqu'à 70 et 80^m.

Il est vrai d'ajouter que cette sonde est loin de travailler avantageusement quand on dépasse 20^m environ, car si l'on se trouve en présence de terrains durs, les prix de revient, à partir de cette profondeur, augmentent dans une notable proportion.

C'est en raison de cette dernière considération que le vicomte de Travanet établissait, il y a environ 30 ans, la sonde qui porte son nom, FIG. 1, 2, 3, 4, 5, 6 et 7, PL. XIV, et avec laquelle il n'est guère possible, sans d'importantes modification, de dépasser 60^m, car alors l'appareil tout entier devient trop faible pour résister aux efforts qu'on est obligé d'y appliquer.

3° DESCRIPTION ET FONCTIONNEMENT DES DIVERS SYSTÈMES DE SONDES ET LEURS ACCESSOIRES.

Sondes à mains.

Les sondes à mains sont en fer rond ayant depuis 15 jusqu'à 25^m/_m de diamètre. Celle que représente la FIG. 1. PL. XIII, Description.

commencé par la précédente. Le renflement qu'elle porte à l'une de ses extrémités a pour but de diminuer le frottement dans toute la partie engagée (moins la longueur du renflement), en faisant un trou d'un diamètre au moins égal à celui-ci, et par conséquent supérieur au reste de la sonde.

Fonctionnement.

Pour se servir de la sonde à mains, l'ouvrier la tient comme il ferait d'une tarière, puis il l'élève à l'aide de ses deux mains, et pique brusquement le sol dans lequel elle rentre à la manière d'une pointe dans un morceau de bois. Après chaque coup ainsi frappé, l'ouvrier fait tourner une ou plusieurs fois la sonde dans le trou en appuyant dessus. Cette manœuvre a pour but d'obtenir un trou ayant le plus grand diamètre possible, afin de diminuer le frottement. De temps à autre, il jette de l'eau dans le trou de sonde pour ramollir le terrain et faire glisser la sonde avec plus d'aisance.

Le minerai offrant toujours plus de résistance que le terrain dont il est recouvert, l'ouvrier sondeur profite de cet indice pour arriver à constater la présence du gisement métallifère, mais cette observation ne lui suffit pas, car le corps dur ainsi rencontré peut être du calcaire, si répandu dans le Berry ; il doit avoir recours à une indication plus précise. Dès que la sonde rencontre un corps dur, l'ouvrier la retire avec précaution du trou qu'elle vient de pratiquer, en évitant autant que possible de laisser frotter le bout de l'outil contre la paroi du sondage. Quand la sonde a été sortie du trou, il examine avec soin son extrémité ; si la sonde a rencontré du minerai, sa pointe porte une quantité de matière rouge plus ou moins grande, mais suffisante pour que le doute ne soit pas permis. Si au contraire la matière ainsi apportée est blanche elle

La chèvre est formée de 4 étais bruts, en bois de sapin, ayant 0^m,10 de diamètre en moyenne, et 3^m,30 de longueur, FIG. 3 et 4, PL. XIII. Ces étais sont réunis 2 à 2 en forme de croix de Saint-André; ils se croisent à une distance de 0^m,25 d'une de leurs extrémités. Ces 2 croix de Saint-André sont elles-mêmes prises par un boulon qui les relie, tout en conservant un écartement de 2^m,70 à la partie inférieure, et 0^m,20 à la partie supérieure. Ainsi montés, les 4 pieds de la chèvre supportent un levier au moyen d'un axe qui, après l'avoir traversé, vient s'appuyer sur 2 morceaux de planche cloués à l'extrémité de chaque croix de Saint-André.

Le levier est une pièce en bois de chêne ayant 0^m,065 sur 0^m,110 d'équarrissage et 3^m,95 de longueur. L'une de ses extrémités est frettée à l'aide d'une pièce en fer qui permet de recevoir le crochet d'une chaîne, tandis qu'à l'autre extrémité est attachée une corde d'environ 0^m,90 de longueur, retenue sur le levier par une petite cheville en bois. A 0^m,80 de l'extrémité frettée, le levier est pris par 2 plaques en tôle de 5^m/^m d'épaisseur, de 0^m,70 de long et d'une largeur égale à celle du levier lui-même. Dans cette partie de 0^m,70 le levier et les tôles sont percés de part en part de 5 trous distants de 0^m,10 les uns des autres. Cette série de trous permet de changer la course pendant l'opération du sondage, car chaque trou peut recevoir successivement l'axe sur lequel se meut le levier.

Outils. — L'outillage de la sonde (1) comprend (Voir FIG. 10 à 33, PL. XIV) :

1° Une collection de *rallonges*, FIG. 10, PL. XIV. Les rallonges sont en fer rond de 25^m/^m de diamètre; elles ont 1^m,50 ou 3^m de longueur et pèsent 4^k,500 le mètre courant. Toutes les

rallonges portent à l'un des bouts un taraudage mâle, et à l'autre un taraudage femelle, au même pas que le précédent, de sorte qu'elles peuvent s'emmancher pour ne former qu'une seule longueur.

2° Les *vergettes*, exactement semblables aux rallonges, moins les dimensions ; elles ont toutes 3^m de longueur et 10^m/^m de diamètre et pèsent 0^k,850 le mètre courant.

3° Le *burin* ou *trépan*, FIG. 11, a 1^m de longueur et pèse 6^k,500. Son tranchant peut faire un trou de 75^m/^m.

4° Le *tube à curer*, FIG. 12 et 13, avec soupape à boulet, a 45^m/^m de diamètre extérieur et 1^m,50 de longueur ; il pèse 6 kil.

5° La *cuillère*, FIG. 14, a 1^m,20 de long et pèse 6^k,500 ; elle peut faire un trou de 70^m/^m.

6° La *spirale*, FIG. 15, a les mêmes dimensions que la cuillère ; elle pèse 7^k,500.

7° La *clef à dévisser*, FIG. 19, pèse 2 kil.

8° La *tête de sonde*, FIG. 24, pèse 3^k,500. Elle ressemble assez à une tarière à bois, dont le manche rond aurait 0^m,17 de chaque côté de son axe et 25^m/^m de diamètre. La partie qui serait la tarière est également ronde avec 35^m/^m de diamètre et 90^m/^m de longueur ; elle porte un taraudage-femelle, fait au même pas que ceux des rallonges et des outils. Le côté de la tête de sonde, opposé à celui dont nous venons de parler, est surmonté d'un anneau demi-elliptique ayant 0^m,025 de longueur et 0^m,05 d'écartement entre ses branches ; il est en fer rond de 15^m/^m et maintenu sur la tête de sonde à l'aide d'un écrou qui lui conserve assez de jeu pour lui permettre de tourner comme sur un pivot. C'est à l'aide de cet anneau qu'on attelle la tête de sonde ou levier de battage au moyen d'un crochet et d'une chaîne ordinaire d'environ 2^m de longueur portant deux autres crochets, dont un à chacune de ses extrémités.

Fonctionnement.

Deux hommes sont nécessaires pour manœuvrer la sonde décrite.

Le début d'un trou de sonde se fait à la main, c'est-à-dire sans avoir recours à l'appareil de battage, jusqu'à une profondeur de 5 à 6^m environ.

Si le terrain traversé est du rocher, les 2 sondeurs prennent un burin, le vissent d'abord à une rallonge de 1^m,50, puis à une autre de 3^m quand la première est devenue insuffisante. Après s'être placés avec l'outil ainsi monté au point où doit être foré le sondage, ils se réunissent, et dans un effort commun soulèvent le burin pour le laisser retomber, en agissant absolument comme un mineur qui fait un trou avec une barre à mine. Pour curer ce trou quand il en a besoin et aussi pour faciliter son fonçage, les sondeurs y jettent de l'eau si le terrain n'en produit pas naturellement ; cette eau, en petite quantité, transforme en une pâte la roche pulvérisée sous le choc du burin ; celui-ci étant retiré du sondage, on y introduit la cuillère après l'avoir vissée à une vergette. Un des sondeurs saisit la vergette avec une clef à dévisser, de manière à faire tourner l'outil comme si l'on avait à percer un morceau de bois avec une tarière. Durant ce mouvement, la pâte se loge dans la cuillère, et dès qu'on suppose que celle-ci est suffisamment garnie, on la retire pour la débarrasser de la matière qu'elle a retirée, provenant de la roche pulvérisée. Le sondage étant alors nettoyé, on en reprend le fonçage comme il a été dit précédemment, et cela jusqu'à une profondeur de 5 à 6^m. Nous verrons tout-à-l'heure la manière de curer le sondage quand les terrains traversés sont noyés.

Pour aller au-delà de 5 à 6^m, le poids du fer engagé devient trop considérable pour être avantageusement manœuvré à la main ; alors on emploie l'appareil de battage tel qu'il est représenté Fig. 3 et 4, Pl. XIII. Au moyen de la chaîne et de la

sonde de 0^m,20 à 0^m,25 à chaque fois, jusqu'à ce qu'étant arrivé à l'extrémité de la chaîne, on soit forcé d'ajouter une rallonge.

Ces dispositions étant prises, l'un des sondeurs prend en main la tête de sonde, tandis que l'autre saisit la corde attachée à l'extrémité du levier. Ce dernier tire sur la corde en faisant abattage ; la force qu'il imprime au levier remonte les rallonges, et par conséquent le burin, qui, dans ce mouvement ascensionnel, sont guidés par l'ouvrier tenant la tête de sonde. Au moment où le sondeur cesse d'agir sur la corde, il lève les bras pour ne pas gêner le burin qui descend entraîné par son propre poids et celui des rallonges ; en même temps le sondeur qui dirige le travail appuie brusquement sur la tête de sonde pour faire descendre tout l'attirail avec plus de force encore. L'ouvrier, qui n'a pas lâché la corde, tire une seconde fois pour relever le burin, etc... Après chaque coup frappé avec le burin, l'ouvrier qui conduit l'appareil fait tourner une ou plusieurs fois les rallonges et le burin au moyen de la tête de sonde ; cette manœuvre, qui s'exécute pendant la marche même du travail, a pour but d'abord de dégager le burin qui se coince presque toujours en tombant, et ensuite d'aléser le trou de sonde.

Au bout d'un certain temps de ce travail, on a besoin de nettoyer le sondage ; on procède, comme nous l'avons dit plus haut, en retirant les rallonges, et remplaçant le burin par la cuillère toutes les fois qu'on se trouve en présence de terrains qui ne donnent point d'eau. Si, au contraire, on est en dessous de la couche aquifère, le rocher pulvérisé produit avec l'abondance de l'eau une bouillie liquide qu'on ne peut saisir qu'avec le tube à soupape, FIG. 12, PL. XIV. Dans ce cas, comme dans celui que nous avons décrit, on retire le burin, et pour cela on dévisse d'abord la tête de sonde ; les deux sondeurs saisissent ensuite à la main la rallonge dont une des extrémités sort du trou, et retirent tout l'attirail jusqu'à ce que l'une des extré-

mités de la rallonge suivante soit sortie de 0^m,60 à 0^m,80. Dans ce moment, l'un des sondeurs garde la rallonge supérieure, tandis que l'autre saisit celle qui se montre; alors le premier abandonne toute la charge à son camarade et ne s'occupe plus que de dévisser à la main et mettre de côté la rallonge qui est sortie. Dès que cette opération est achevée, il revient aider le second ouvrier, et tous deux agissent comme précédemment jusqu'à ce que tous les fers engagés aient été retirés.

Il s'agit maintenant de descendre le tube à soupape. Pour cela, on le visse sur le terrain à une vergette, puis un des ouvriers l'introduit dans le sondage et le descend en le laissant glisser entre ses mains. Pendant ce temps, l'autre sondeur s'est muni d'une seconde vergette qu'il visse à la première, et ainsi de suite jusqu'à ce que le nombre de vergettes soit suffisant pour atteindre le fond du trou. Quand le tube est arrivé à destination, les sondeurs l'agitent plusieurs fois de haut en bas, mais sans choc, pour permettre le jeu de la soupape, et lorsqu'on juge qu'il a puisé tout ce qu'il peut contenir, on le retire en procédant comme on l'a fait pour le burin. Lorsqu'il est arrivé au jour, les ouvriers le vident en posant son extrémité inférieure sur une toute petite cheville en bois qu'ils ont eu le soin de planter obliquement en terre à quelques mètres de distance du sondage. Cette cheville, s'introduisant dans le tube, soulève la soupape qui laisse alors échapper la matière retirée. Ce n'est qu'après avoir répété cette opération plusieurs fois que le tube arrive à être complètement vide; de même qu'il faut le descendre dans le sondage au moins deux ou trois fois pour nettoyer complètement ce dernier.

Tout ce que nous venons de dire de la sonde à balancier et à bras n° 1 s'applique au fonctionnement de cet outil pour des sondages pratiqués dans le rocher; nous allons voir maintenant comment on procède pour traverser les couches marneuses, argileuses, et, en un mot, toutes celles qui sont trop tendres pour être travaillées au burin.

Dans ce cas-là, le burin est remplacé par la spirale, et quand on a complété l'outil en vissant la tête de sonde sur la dernière rallonge, on a ainsi organisé une tarière gigantesque comme longueur. Pour fonctionner avec cette disposition, les hommes prennent à la main chacun des bouts de la tête de sonde et tournent l'appareil en appuyant dessus ; la spirale s'enfonce alors dans le terrain tendre, à la manière d'un tire-bouchon, et quand on juge que les spires de l'outil sont suffisamment garnies, on cesse la manœuvre. Afin de dégager la spirale, et cela à quelque profondeur qu'on se trouve, on prend la tête de sonde avec le levier de battage. Le plus souvent un homme suffit pour agir sur le levier, tandis que l'autre secoue la sonde de droite et de gauche, ou bien d'avant en arrière pour faciliter son dégagement ; quelquefois, quand les argiles sont trop compactes, les deux sondeurs réunissent leurs forces pour agir ensemble sur l'extrémité du levier, et ce n'est qu'après des efforts répétés qu'ils arrivent à vaincre la résistance que leur oppose le terrain dans le fond du sondage. Une fois arrivé à ce résultat, on retire la spirale comme on l'a fait pour le burin, et quand elle est sur le sol, on la débarrasse avec un couteau de la matière qui s'est logée dans ses spires. Le sondage est donc nettoyé au fur et à mesure de son avancement. Lorsqu'on rencontre des argiles très-tendres, on les traverse avec la cuillère en manœuvrant comme avec la spirale.

Si le sondage accuse la présence du gisement, quand on arrive au minerai et qu'on tombe sur des grains petits, on opère avec la spirale comme nous venons de la voir fonctionner dans les argiles ; si, au contraire, on rencontre des gros grains (ce qui a lieu encore assez souvent), ils sont pulvérisés à l'aide du burin, et l'on cure avec le tube à soupape ou la cuillère.

Comme nous l'avons dit au commencement de cette note, la sonde à bascule et à bras n° 1 ne permet pas d'atteindre des profondeurs dépassant 18 à 20^m, à cause de la faiblesse de ses organes d'abord, mais surtout en raison du poids des rallonges qu'on est forcé de manœuvrer.

Pour en finir avec cet appareil, il nous reste à dire comment on le transporte d'un sondage à un autre.

Tout l'outillage est transporté sur l'épaule; quant à la partie qui constitue l'appareil de battage, on le démonte en enlevant le levier d'abord, qu'on transporte séparément, puis on ôte le boulon qui rassemble les croix de Saint-André; les deux sondeurs prennent ensemble chaque croix et les portent l'une après l'autre près du point où doit être fait le sondage suivant.

Sonde à bascule et à bras n° 2.

Charpente. — L'installation complète d'une sonde à bascule et à bras n° 2, FIG. 5, PL. XIII, comprend, comme charpente :

Description.

1° Un *support* ou *trois-pieds* A, FIG. 5 et 7, PL. XIII.

2° Un *levier* d, FIG. 5.

3° Les *ressorts* B, FIG. 5 et 8

4° Une *chèvre de sonde*, FIG. 5 et 6.

5° Un *plot* C avec son chien, FIG. 5 et 9.

Le support ou trois-pieds est destiné à supporter l'axe du levier de battage. Il est formé de 2 montants verticaux en bois de chêne de 0^m,12 d'équarrissage d'une hauteur de 1^m,50, espacés de 0^m,14, et reposant sur une semelle de 0^m,14 d'équarrissage. Chaque montant est arc-bouté sur la semelle par une contre-fiche en fer. L'écartement des montants est maintenu par une pièce de bois à section carrée de 0^m,140 de côté, formant traverse à son extrémité supérieure, et dont le pied repose sur une semelle de même force que la première et qui lui est perpendiculaire. La partie supérieure des montants porte une entaille pour recevoir l'axe du levier.

Support
ou trois-pieds.

Le levier est une pièce en bois de chêne de 4^m,40 de longueur, de 0^m,12 sur 0^m,10 d'équarrissage à l'une de ses

Levier.

moyen d'une mortaise et d'un ténon, et de deux équerres en fer forgé, dont l'une se termine par un crochet qui reçoit la chaîne à laquelle on suspend les tiges de sonde ou rallonges. La chaîne de suspension a 2^m de longueur et pèse 6 kil. ; elle est en fer de 15^m/^m. L'extrémité du levier opposée à la tête de cheval porte un crochet qui relie une ou deux cordes, dont on laisse pendre les bouts d'une longueur d'environ 0^m,60. A 1^m de la tête de cheval, le levier porte une entaille qui reçoit son axe ; quatre autres entailles suivent cette première ; toutes sont espacées de 0^m,10 les unes des autres et permettent de faire varier la course en fixant successivement dans chacune d'elles l'axe du levier. Cet axe est formé d'un fer plat ayant une longueur égale à la largeur du levier, c'est-à-dire 0^m,12 ; il est terminé aux deux bouts par deux tourillons en fer de 30^m/^m de diamètre et 0^m,10 de longueur. Un boulon le traverse dans sa partie plate et le fixe au levier à l'aide d'une goupille tenant lieu d'écrou.

Ressorts.

Les ressorts sont en chêne. Ils se composent de 2 montants distants de 0^m,34 l'un de l'autre, ayant 0^m,10 d'équarrissage et 2^m,70 de longueur ; ces montants reposent sur une semelle de 0^m,14 sur 0^m,14 et de 1^m,10 de longueur, sur laquelle ils sont maintenus au moyen d'un tirant en fer, qui, après avoir traversé cette semelle, va se boulonner sur une entretoise de 0^m,10 sur 0^m,10, assemblée avec les montants à 0^m,50 de la base de ceux-ci. Une seconde entretoise posée à 0^m,50 au-dessus de la première est traversée par un boulon qui prend également les montants et empêche leur écartement. Enfin, ces montants sont reliés à leurs sommets par une traverse carrée de 0^m,10 de côté, fixée avec deux boulons.

Chèvre

La chèvre de sondage, également en chêne, est formée de

l'avant par un pied de 6^m,30 de longueur et de 0^m,08 sur 0^m,10 ; il est fixé à la tête de la chèvre au moyen d'une charnière. A 1^m au-dessus du sol, la chèvre porte un treuil de 1^m,50 de longueur et 0^m,16 de diamètre, muni de deux manivelles ayant 0^m,42 de rayon. Sur ce treuil s'enroule une corde qui a 14^m et 30^m/^m de diamètre. Cette corde passe sur une poulie à gorge suspendue à la tête de la chèvre ; elle porte à son extrémité libre un crochet en fer ayant 0^m,20 de longueur et du poids de 1 kil.

Le plot est un madrier qui a 0^m,60 de long, 0^m,30 de large et 0^m,10 d'épaisseur. Il est percé, dans le milieu, d'un trou de 0^m,12 de diamètre qui est garni d'une rondelle d'un diamètre égal, et de 10^m/^m d'épaisseur, fixée par 4 boulons. Le plot porte une pièce en fer appelée le *chien*, destiné à retenir les tiges lorsqu'on les sépare du levier de battage. Le chien est formé d'une pièce en fer carré de 35^m/^m de côté, terminée par une fourche dont les deux branches laissent entre elles un intervalle suffisant au passage des outils et des rallonges, mais non de leurs emmanchements. Ce chien est mobile autour d'un axe horizontal fixé sur le plot.

Plot.

Outillage. — L'outillage de la sonde à bascule et à bras n° 2 comprend :

1° Une collection de *rallonges*, FIG. 10, PL. XIV, formées de barres en fer carré de 25^m/^m de côté ; à part cette particularité et leurs longueurs, les rallonges dont il s'agit ici sont identiques, comme forme, à celles de la sonde à bascule et à bras n° 1.

Les rallonges sont de 5 longueurs différentes, savoir :

De	0 ^m ,50	pesant de	3 à 5 kil.
» 1	»	»	5 à 7 »
» 2	»	»	10 à 13 »
» 4	»	»	20 »
» 5	»	»	25 »

2° Le *burin* ou *trépan*, FIG. 11, a 1^m de longueur ; il en

existe 3 modèles différant par la largeur du tranchant ; cette largeur est, dans le premier, 110^{m/m} ; dans le second, 90^{m/m}, et dans le troisième 60^{m/m}, et le poids est de 10 kil., 9 kil. ou 6 kil.

3° La *cuillère*, FIG. 14. Il en existe également 3 modèles, correspondant aux dimensions du burin. La longueur est de 1^m et le poids de 22 kil., 13 kil. ou 6 kil.

4° Le *tube à curer*, FIG. 12, a 2 mètres de long. Il en existe encore 3 modèles différant par le diamètre et correspondant à ceux de burins et de cuillères.

5° Le *quart*, FIG. 21, PL. XIV, ou trépan, a quatre lames disposées en croix ; on s'en sert pour agrandir un sondage commencé avec un burin de 60^{m/m}. Le seul modèle de quart dont nous nous servions pèse 5 kil. et fait un trou de 90^{m/m}.

6° L'*alésoir*, FIG. 20, a la forme d'une cloche sur une longueur de 0^m,15 ; il est monté sur une tige ayant 1^m de longueur. Il y en a encore 3 modèles pesant 10 kil., 8 kil. 5 kil.

7° Le *crochet*, FIG. 23, pour retirer les tubes, est en fer carré de 25^{m/m} de côté ; il a 0^m,80 de longueur et pèse 4 kil. Cet outil a l'une de ses extrémités coudée en forme de crochet, d'où son nom.

8° La *poire*, FIG. 22, est un outil en fer dont le nom indique la forme ; il est monté sur une tige de 1^m,10 de longueur et sert pour retirer les tubes lorsqu'ils sont en serrage dans le trou de sonde. Le diamètre maximum de la poire est légèrement inférieur au diamètre intérieur d'un tube

de côté, pouvant se rapprocher ou s'éloigner l'une de l'autre au moyen de deux boulons. On se sert de la vis de pression pour dégager les tiges de sonde quand elles sont prises en serrage dans le sondage. Pour cela, on défait complètement les deux écrous des boulons, puis on sépare les deux pièces formant la vis de pression, après quoi on embrasse la tige de sonde à 0^m,15 au-dessus du plot avec les deux parties de l'appareil, et enfin on serre fortement les boulons de manière à ce que la barre, prise comme dans un étau, devienne immobile. On a alors un levier en chêne de $1^{40}/_{110}$ et 5 mètres de longueur, ayant la forme d'une fourche à l'une de ses extrémités; les deux branches de la fourche sont assez espacées pour donner passages aux rallonges. Après avoir convenablement introduit le levier sous la vis de pression, les hommes font abattage pour soulever les barres de sonde engagées dans le trou.

11° La *tête de sonde*, Fig. 26, est une barre de fer carrée de 30^m/_m de côté et de 1^m de longueur, portant à une de ses extrémités un taraudage femelle destiné à recevoir les rallonges; à l'autre extrémité est un anneau par lequel on suspend tout le système de tiges au levier de battage. A 0^m,60 de la partie taraudée, la tête de sonde est traversée perpendiculairement par un levier en bois de chêne de 0^m,04 de diamètre et de 0^m,60 de longueur, à l'aide duquel un homme dirige l'appareil durant l'opération du sondage.

12° L'*anneau*, Fig. 25. Pour faciliter la manœuvre des rallonges, chacune d'elles est accompagnée d'un anneau portant un taraudage qui permet de le fixer sur la rallonge pour introduire celle-ci dans le sondage ou l'en retirer. C'est par cet anneau qu'on accroche tout l'attirail à la corde que fait fonctionner le treuil de la chèvre. Chaque anneau pèse 1 kil.

La sonde décrite peut aller à des profondeurs relativement grandes; mais dès que les sondages faits avec cet outil dépassent 35 à 40^m, les prix de revient augmentent dans une rapide

Fonctionnement.

proportion, vu la lenteur du travail et les difficultés d'opération.

Pour les sondages dont la profondeur n'excède pas 35 à 40^m, l'équipe de sondeurs se compose de 4 hommes.

La position du sondage étant déterminée, les ouvriers placent le plot de telle façon que le trou qu'il porte au milieu soit exactement sur le point marqué.

Cette première pièce de l'appareil étant placée, le montage de la sonde se continue par le dressage de la chèvre, opération qui nécessite les quatre hommes du chantier. En montant la chèvre, on fait en sorte qu'elle soit à cheval sur le plot, de manière à ce que la corde du treuil, lestée par le crochet que porte son extrémité libre et qui forme fil à plomb, vienne tomber sur le sondage à exécuter ; on donne généralement de 2^m,60 à 3^m d'écartement entre les pieds de la chèvre.

Quand cette première partie du travail est achevée, un ouvrier sondeur, muni d'une pioche et d'une pelle, creuse, à environ 3^m de l'axe du plot et du côté opposé à la chèvre, une fosse pour y placer la base des ressorts. Pendant ce temps, le chef d'équipe et les deux autres ouvriers commencent le fonçage du trou de sonde avec la cuillère ou le burin, suivant que les premières couches sont formées de terrain tendre ou de rocher. Dès que les ressorts sont en place, on pose le troispieds, puis on monte le levier en ayant soin que son axe soit à 1^m,20 ou 1^m,30 du sondage, pour que la chaîne d'attelage, en tombant librement, arrive sur le trou de sonde. Lorsque celui-ci ne dépasse pas 30^m de profondeur, on ne change pas la course, et le petit bras du levier reste comme il a été mis en débutant avec 1^m,20 ou 1^m,30 de longueur. Au-delà de 30^m, on diminue le bras de levier et on manœuvre le troispieds du

chantiers, posés sur le sol à 1^m de la chèvre environ, et sur lesquels sont rangés tous les outils ; en outre, un seau d'eau de 10 à 15 litres est placé près de l'outillage.

Toutes ces dispositions étant prises, les quatre ouvriers reprennent le sondage avec la même cuillère qui l'a commencé. Dans ce travail, ils agissent sur la barre de bois qui traverse la tête de sonde, à peu près comme le ferait un charpentier pour percer un trou avec une tarière ; quand on juge que la cuillère est suffisamment garnie, on la retire pour la nettoyer. On voit que le travail, dans ce cas, est identique à celui que nous avons décrit à propos du fonctionnement dans les argiles de la sonde à bascule et à bras n° 1. Pour n'avoir pas à répéter des explications qui ont déjà été données, nous ne parlerons ici que des faits particuliers résultant de l'emploi de l'outillage de la sonde à bascule et à bras n° 2.

Nous dirons d'abord que le rallongement des tiges réunies en une seule barre n'a lieu que par longueurs successives de 0^m,50. Par exemple, si le sondage est à la profondeur de 5^m, et qu'on ne puisse pas aller plus avant sans allonger la barre, on enlève la tête de sonde et on visse à sa place une rallonge de 0^m,50, sur laquelle on remet la tête de sonde. Quand ces 0^m,50 sont devenus insuffisants, on enlève la rallonge de 0^m,50 et on la remplace par celle de 1^m ; lorsque celle-ci est devenue insuffisante à son tour, on l'enlève pour en mettre une de 1^m,50, et ainsi de suite jusqu'à la rallonge de 5^m qui, une fois disparue dans le sol, y reste jusqu'à l'achèvement du sondage. On recommence alors avec la rallonge de 0^m,50 pour suivre la même gradation.

Pour descendre et monter avec la chèvre une série de rallonges, on procède comme il suit : parlons d'abord de la descente.

Deux ouvriers se mettent au treuil, le troisième est à côté de l'outillage, tandis que le chef de chantier est placé près du sondage. L'ouvrier préposé à l'outillage prend l'outil qu'il

s'agit de descendre, soit burin, cuillère ou autre ; il le passe au chef d'équipe qui, de la main, l'introduit dans le sondage, où il le suspend au moyen du plot et de son chien, car on se rappelle que les deux branches qui terminent celui-ci sont assez distantes l'une de l'autre pour laisser passer les outils et les rallonges, mais non leurs emmanchements. Pendant ce temps, le premier ouvrier a vissé un anneau à l'extrémité de la rallonge qu'il est nécessaire de descendre, puis il a passé dans cet anneau le crochet de la corde manœuvrée par la chèvre. Immédiatement les hommes du treuil enlèvent la rallonge que dirige l'ouvrier qui vient de l'accrocher et qui la passe en temps opportun au chef de chantier ; celui-ci l'ayant saisie, la visse à la main sur l'outil qu'il a mis en place. A ce moment, les sondeurs placés au treuil élèvent de quelques centimètres la rallonge et l'outil pour permettre au chef d'équipe de relever le chien, puis ils descendent le tout, et dès que l'emmanchement est introduit dans le sondage, le chef d'équipe avec le pied abat de nouveau le chien qui arrête le mouvement descendant quand se présente l'emmanchement supérieur de la rallonge. Pendant que cette manœuvre s'est exécutée, le sondeur chargé de ce soin a organisé, comme nous venons de le voir, la mise en place d'une deuxième rallonge pour laquelle, ainsi que pour toutes les suivantes, on opère comme précédemment.

Pour monter les rallonges, on agit en sens contraire. Dès que les quatre ouvriers sont à leur poste respectif comme nous venons de les y voir, le chef sondeur sépare, en les décrochant, la tête de sonde et le levier de battage ; il met la corde de la chèvre à la place de la chaîne du levier, et

suspendue au bout de la corde à l'ouvrier placé près de l'outillage, qui la fait déposer sur les chantiers et la sépare de la corde. Pendant ce temps, le chef d'équipe visse un anneau sur la rallonge dont une extrémité sort du sondage, y passe le crochet de la corde du treuil aussitôt qu'elle est devenue libre, et fait hisser de nouveau jusqu'à ce que le chien puisse saisir le dessous de l'emmanchement suivant. On continue de la sorte jusqu'à ce que toute la longueur des fers engagés ait été mise au jour.

Nous avons vu comment on opérail pour un sondage pratiqué dans l'argile ; s'il s'agit de traverser des couches formées de rocher, on procède, pour le forage, avec le levier de la même manière qu'avec la sonde à bascule et à bras n° 1 ; toutefois, au lieu d'avoir des vergettes pour descendre le tube à curer, on se sert des mêmes rallonges que pour manœuvrer le trépan.

Nous devons placer ici une observation relative au réglage de la sonde.

Régler la sonde, c'est obtenir que le burin étant au fond du sondage le grand bras du levier se trouve à 0^m,20 au maximum, au-dessous de la traverse boulonnée à l'extrémité supérieure des ressorts. Au fur et à mesure de l'avancement du sondage, cette distance de 0^m,20 diminue, et dès qu'on s'aperçoit qu'elle s'approche de zéro, on allonge la chaîne en changeant de place le crochet qui l'unit à la tête de sonde, de manière à reconstituer ces 0^m,20, et ainsi de suite jusqu'à ce qu'il soit nécessaire d'enlever la rallonge du dessus, afin de la remplacer par une plus longue.

Tubage.

et que c'est justement dans cette contrée que nous faisons usage des tubes sur une plus vaste échelle. Il nous est arrivé assez rarement, en effet, de faire des sondages dans cette région sans être obligé de les tuber.

Les tubes employés sont de deux dimensions :

1° Les premiers, de 100^m/^m de diamètre intérieur, en tôle de 2^m/^m, sont de trois longueurs différentes : 4^m, 2^m et 1^m ; ils s'embollent comme des tuyaux de poêle et servent au début du sondage. Le poids en est de 5^k,500 le mètre courant.

2° Les seconds, de 70^m/^m de diamètre intérieur, en tôle de 2^m/^m, ont pour longueurs : 2^m, 4^m et 5^m. Ces tubes sont munis d'emmanchements à vis, en bronze soudés à chaque extrémité ; ils pèsent 4 kil. le mètre courant. Un emmanchement complet, c'est-à-dire mâle et femelle, pèse 2 kil.

Quand on tube, le travail de sondage se fait au début avec la cuillère de 110^m/^m de diamètre, et se poursuit avec cet outil jusqu'à une profondeur qui va quelquefois jusqu'à 15^m ; rarement on dépasse ce chiffre à cause des difficultés de manœuvre qui se présentent. Dans tous les cas, quand on arrête le travail avec la cuillère de 110^m/^m, à quelque profondeur qu'on le trouve, trois cas peuvent se présenter : 1° ou on rencontre le rocher ; 2° ou on est dans un terrain qui se maintient, quoiqu'il tendre ; 3° ou enfin on est obligé de tuber :

1° Si l'on est en présence du rocher, on le traverse au burin par les procédés déjà décrits.

2° Si le terrain, tout en se laissant traverser par la cuillère, offre assez de solidité, on continue le sondage avec la cuillère de 90^m/^m qui remplace celle de 110^m/^m.

3° Enfin, si l'on est obligé de tuber, on opère de la manière suivante :

Le premier travail à faire est d'aléser le sondage en se servant de l'alésoir, FIG. 20, PL. XIV ; ensuite, on descend jusqu'à la profondeur actuelle du sondage les tuyaux de 100^m/^m en les embollant les uns dans les autres comme des tuyaux d

poêle. Quand le tubage est achevé, on prend la cuillère de 90^{m/m} de diamètre et on manœuvre comme pour celle de 110^{m/m}. Pour tuber cette partie du sondage, on emploie les tubes de 70^{m/m} qu'on visse les uns sur les autres à l'aide des emmanchements en bronze et au moyen du collier dont nous avons donné la description. On peut ainsi mettre le sondage à fond si le terrain le permet ; mais si après avoir fait usage des tubes de 100^{m/m} et de 70^{m/m} on trouve du rocher, on le traverse avec le burin de 60^{m/m}, et dès qu'on arrive au gisement, celui-ci est également traversé avec la cuillère de 60^{m/m}.

La superposition des couches constitutives du terrain peut encore donner lieu à une autre combinaison. En effet, si après avoir descendu les tubes de 100^{m/m}, on rencontre le rocher, on le traverse avec le burin de 60^{m/m}, et si dessous ce banc de rocher on trouve un terrain qui rende nécessaire l'opération du tubage, on agrandit d'abord avec le quart qui a 90^{m/m}, la partie du sondage faite avec le burin de 60^{m/m} ; on traverse ensuite la couche d'argile avec la cuillère de 90^{m/m}, puis on descend, comme tout à l'heure, les tubes de 70^{m/m} pour continuer le sondage avec la cuillère de 60^{m/m} ou le burin de même dimension, suivant la nature du terrain.

Nous n'avons jamais eu, jusqu'à présent, occasion de faire usage de tubes d'un diamètre inférieur à 70^{m/m} pour atteindre les profondeurs dont nous avons eu besoin.

Lorsque le sondage est à fond, on retire les tubes soit avec le crochet, soit avec la poire.

Pour opérer avec le crochet, on le visse à l'extrémité d'une rallonge, puis on le descend comme s'il s'agissait d'un burin ; un ouvrier sondeur le dirige. De distance en distance, les hommes du treuil arrêtent le mouvement descendant du cro-

manœuvres du crochet échouent ; alors on a recours à la poire, et pour cela on dévisse le premier outil qu'on remplace par le second. La poire étant descendue à la hauteur voulue, on jette dans le trou de petits graviers qui, en tombant, viennent se loger entre la poire et la paroi intérieure du tube et rendent l'adhérence parfaite entre ces deux surfaces. Dès que le travail est ainsi préparé, on agit sur les rallonges au moyen du treuil pour retirer la poire et les tubes.

Déplacement
de la
sonde à bascule
et à bras n° 2.

Quand la sonde a fini de fonctionner sur un sondage, pour la transporter au trou suivant, on commence par descendre le levier de dessus son support. Après cela, chaque partie de la sonde est transportée à bras d'hommes au lieu voulu, sans avoir à faire aucun démontage.

Sonde système du vicomte de Travanet.

Avant que les grandes C^{lre} du Centre eussent organisé l'exploitation par leurs soins des minerais de fer du Berry nécessaires à leurs usines, ceux-ci leur étaient livrés par des personnes qui exploitaient à leurs risques et périls. Le vicomte de Travanet était au nombre de ces industriels, et dans cette situation il eut l'idée d'améliorer les moyens de sondages usités dans le pays. Il construisit alors la sonde qui porte aujourd'hui son nom, et de laquelle il est arrivé à faire un outil pratique après beaucoup de modifications. Elle se recommande principalement par la simplicité de ses divers mouvements et l'économie de son travail comparé à celui de tous les autres systèmes de sondages employés dans nos contrées pour la recherche du minerai de fer.

mêmes prises par deux pièces de bois *de* et *d'e'*, Fig. 1, qui les relient l'une avec le côté de l'avant du cadre, et l'autre avec le côté de l'arrière. De plus, une pièce longitudinale, *f*, Fig 1, est fixée dans l'axe de l'appareil aux deux traverses *a* et *c*. C'est cette dernière pièce qui supporte le manège *g* et la plaque de déclic *i* au centre de laquelle passe la barre de sonde. Toute cette charpente est formée de pièces de bois de chêne ayant 0^m,18 d'équarrissage, et dans toute son étendue elle est recouverte d'un plancher qui est le *pont*. La partie du pont située sur l'avant de la sonde, et qui forme l'emplacement du manège, est doublée d'un second plancher disposé en couronne; des intervalles ménagés entre chaque planche augmentent l'adhérence des pieds des animaux faisant fonctionner le manège.

Sur l'arrière du pont est construite une baraque, Fig. 2 et 3, ayant 3^m de longueur à l'intérieur et 2^m,70 de largeur sur 2^m,16 de haut sur les côtés. Le toit est à deux versants, comme le représente la Fig. 3.

La charpente de cette baraque se compose d'un cadre inférieur fixé sur celui que nous venons de décrire, de quatre pieds droits formant les quatre angles d'un cadre supérieur et de deux croix de Saint-André, une sur chaque face latérale. Toutes ces pièces sont en chêne, de 0^m,10 de côté. L'entrée de la baraque est du côté du manège. Les bordages et la toiture sont en planches avec couvre-joints.

Le cadre supérieur, côté de l'arrière de la sonde, présente une solution de continuité laissant dans le milieu un passage libre de 0^m,15 de large. Ce passage est le même dennis le

ment les jumelles, pièces horizontales *l, m* en chêne, Fig. 1, ayant 0^m,10 sur 0^m,22 et 9^m de long chacune. Ces dernières trouvent un point d'appui sur le devant de la baraque; plus loin, elles sont supportées par un pied-droit de 0^m,18 de côté, reposant sur le devant du cadre de la sonde, et qui se trouve lui-même maintenu dans une position verticale par deux jambes de force dont l'une forme un mât de perroquet; enfin, la base de ce pied-droit et l'extrémité des jumelles sont moisées par deux pièces en chêne *n*, Fig. 2.

Toute cette charpente se complète par le mât de la sonde, formé d'une seule pièce de bois de chêne, ayant 0^m,15 de côté et 11^m,50 de hauteur, depuis sa base qui est le faite de la baraque, jusqu'à son sommet. Il repose sur un boulon qui le traverse, ainsi que les jumelles *l, m*, Fig. 3, et il est maintenu verticalement par deux moises *o*, Fig. 2, et par huit tringles en fer rond de 12^m/m de diamètre, qui le prennent par des crochets dans le milieu et à son extrémité supérieure, et l'assujettissent aux quatre angles de la baraque par huit vis d'appel, Fig. 2 et 3. Le mât porte dans son épaisseur une gaine pour le passage de la barre pendant l'opération du sondage. Cette gaine, pratiquée du côté de l'arrière, est fermée par une porte qui s'ouvre à volonté à l'aide d'une série de charnières et de crochets. Enfin, avec l'addition de rallons en fer, le mât de la sonde a été transformé en un mât de perroquet dont on se sert pour la mise en place de la barre et les réparations. Quant au mât lui-même, il est mis en place au moyen d'une chèvre de montage ordinaire.

La longueur du mât n'est pas arbitraire; celui-ci est de 4 à 6^m plus petit que la barre qui est elle-même d'autant plus longue que la roche à traverser est plus dure.

sonde, il faut un certain poids agissant sur le trépan pour perforer la roche. Or, le poids nécessaire dans cette circonstance était naturellement trouvé si on pouvait débiter avec une longue barre : voilà pourquoi la grande barre de nos sondes n'a jamais moins de 18^m de longueur d'une seule venue, dont 2^m sont dans la baraque, 12^m dans le mât et 3 ou 4^m dépassant celui-ci. On comprend alors qu'avec une longueur de 18^m, une barre carrée en fer ayant 30^m/^m de section ne puisse pas se maintenir en l'air sans fouetter; de là la nécessité de lui donner un tuteur qui est le mât de la sonde.

Manège. — Le manège, FIG. 4 et 5, PL. XIV, est formé du pont que nous avons décrit précédemment, d'un arbre et d'une barre d'attelage.

L'arbre est en fer forgé; il est rond, sur une longueur de 0^m,60 à sa base et de 0^m,30 à son extrémité supérieure; dans ces deux parties, il a 60^m/^m de diamètre. Le milieu, sur une longueur de 2^m,28, est à section carrée de 68^m/^m de côté. Cet arbre pèse 125 kil.; il tourne sur une crapaudine en fer, et est maintenu à son sommet par une pièce en fonte boulonnée sur les jumelles.

La partie inférieure qui est arrondie porte un treuil en fonte ayant 0^m,12 de diamètre et 0^m,40 entre ses deux joues. Ce treuil, maintenu sur l'arbre par une broche en fer sur laquelle il repose, devient mobile à volonté, au moyen d'une agraffe qu'on baisse ou que l'on élève suivant les besoins.

La barre d'attelage est une pièce de bois en chêne ayant 0^m,15 de côté et 2^m,80 de longueur. Les deux extrémités sont frettées avec des fers de 40^m/^m sur 7^m/^m. Les croissants sont en fer rond; ils s'adaptent au moyen d'un écrou à la barre qu'ils traversent. Le milieu de la barre est muni d'une pièce en fonte qui s'y fixe par deux boulons; dans cette pièce passe

qui permettent de monter ou descendre la barre, suivant la taille de l'animal qu'on doit atteler.

Plaque de déclic. — Cette pièce, FIG. 1 et 2, PL. XIV, est faite d'une tôle ovale de 12^m/^m d'épaisseur, fixée par deux boulons sur la charpente qui supporte le pont de la sonde.

Sur cette plaque est rivée une rondelle en fer au centre de laquelle passe la barre durant l'opération du sondage. Le but de cette rondelle est de faciliter les réparations de la plaque de déclic, car on conçoit aisément que cette partie de l'appareil doive s'user rapidement par suite du frottement continu de la barre ; le besoin de la remplacer se fait sentir lorsque, par suite de l'usure, le chien P, FIG. 1 et 2, que porte également la plaque de déclic, ne peut plus agir sur cette dernière à cause de son éloignement.

Plaque d'échappement. — La plaque d'échappement que représentent les FIG. 6 et 7, est simplement un fer plat ayant 0^m,50 de long, 0^m,10 de large et 20^m/^m d'épaisseur, percé de deux trous ronds de diamètres inégaux. Dans l'un de ces trous passe la barre de sonde, et dans l'autre la chaîne de transmission à laquelle est suspendue la plaque d'échappement n, FIG. 2 et 3.

Sur la partie de cette plaque traversée par la barre sont rivées deux rondelles en acier qui, sur ce point, en triplent l'épaisseur. Nous parlerons de l'utilité de ces rondelles d'acier quand nous traiterons du fonctionnement de la sonde.

Poulie à girouette. — La poulie à girouette S, FIG. 2 et 3, est ainsi nommée à cause de sa mobilité autour d'un axe vertical. Avec cette disposition, la chaîne de transmission, passant sur cette poulie, tire toujours dans son plan médian,

avant-bec dans lequel passent les branches réunies d'une fourche qui devient un axe autour duquel se meuvent la poulie et son support. Sur chaque branche de la fourche ci-dessus est fixé par des boulons un fer à T soutenant la poulie à girouette. Les deux fers à T sont maintenus en avant par une entretoise qui en empêche l'écartement, et soutenus par deux tirants qui sont pris en avant de la poulie et à l'extrémité supérieure de la fourche. Enfin, sur l'entretoise des supports de la poulie sont rivés, dans une position verticale, deux fers ronds de 10^m/_m de diamètre sur 0^m,30 de longueur, formant un guide pour la chaîne de transmission qui passe également au centre du tourillon inférieur de la fourche (Fig. 2).

La poulie tourne sur deux coussinets en fer boulonnés sur les fers à T.

Excentrique. — Cette partie de la sonde n'est autre chose que la manivelle ou le levier de la cheville ouvrière; elle est faite d'un fer carré *r*, Fig. 2 et 3, de 80^m/_m de côté, ayant 0^m,90 de longueur, et fixé par une clavette sur l'extrémité supérieure de l'arbre du manège. Une série de trous distants d'axe à axe de 50^m/_m les uns des autres, permet de varier la course en augmentant ou en raccourcissant le bras de levier; le premier de ces trous est à 0^m,15 de l'axe de l'arbre du manège, et le dernier est à 0^m,50, de sorte que les deux courses extrêmes sont 0^m,30 et 1^m.

La cheville ouvrière *v*, Fig. 2, maintenue sur le levier au moyen de deux goupilles, retient deux crochets mobiles autour d'elle et dont l'un est à fourche.

Comme les chaînes partant de la cheville ouvrière sont susceptibles de devenir plus ou moins lâches dans le cours des manœuvres, il pourrait arriver quelquefois qu'elles vinssent à se détacher du levier occasionnant dans l'appareil des rup-

tenir constamment au-dessus du levier de la cheville ouvrière la chaîne de transmission et celle du contrepoids : c'est ce cercle qui a fait donner par les ouvriers à cette pièce de la sonde le nom impropre d'*excentrique*.

Contrepoids. — Le contre-poids x , Fig. 1 et 2, est en pierre; il pèse 70 kil.

Placé à l'extrémité de l'une des branches d'un équerre, dont l'autre branche est prise par une chaîne qui la rattache à la cheville ouvrière, le contrepoids a pour but d'équilibrer le travail de la sonde. Il commence à agir au moment où se fait l'échappement de la barre, et lorsque celle-ci est relevée, il diminue par son poids l'effort à produire sur le manège.

Les deux branches de l'équerre forment deux bras de levier d'égale longueur, ayant 1^m chacun. Cette équerre est formée de deux barres de fer carrées de 27^m/_m de côté, prises au sommet de l'angle par deux mâchoires en fonte réunies par des boulons. Un tirant empêche l'écartement des deux branches de l'équerre qui est mobile autour d'un axe reposant sur deux paliers en fonte boulonnés à l'extrémité de chaque jumelle.

Le côté de l'équerre, qui est en relation directe avec la cheville ouvrière, porte un crochet qui permet, au moyen d'une chaîne, de paralyser l'effet du contrepoids en le fixant à un autre crochet placé sur l'une des jumelles. Cette manœuvre devient nécessaire toutes les fois qu'on veut changer la course.

Roues de la sonde. — Nous terminerons la description de cette sonde en disant qu'elle est montée sur quatre roues formées par 4 rouleaux en bois tortillard, ayant 0^m,50 de longueur et 0^m,30 de diamètre. Chaque roue est montée sur deux supports en fonte pesant 14 kil. chacun; les supports sont eux-mêmes boulonnés sous les traverses a, c de la char-

7 kil. le mètre courant, soit un poids total de 126 kil. Quand une barre de fer ayant ces dimensions est à terre, pour la relever et lui donner une position verticale, il faut absolument prendre des dispositions spéciales pour l'empêcher, vu sa longueur, de se transformer en un arc plus ou moins prononcé, mais impossible à éviter, et qui serait la cause d'un faussement, sinon d'une rupture.

La FIG. 8, PL. XIV, représente l'opération de la mise en place d'une barre.

En déposant cette barre sur le terrain, on a eu le soin de la placer derrière l'appareil, de façon à ce qu'elle soit à peu près dans le prolongement de l'axe longitudinal de celle-ci. Quatre hommes prennent alors l'extrémité la plus rapprochée de l'appareil et l'amènent sur la plaque de déclic, après l'avoir introduite dans la baraque en la passant par l'ouverture dont nous avons précédemment parlé, qui s'étend depuis le pont jusqu'aux jumelles, sur une largeur de 0^m,15. Là, l'extrémité de la barre est rendue immobile à l'aide d'un lasseau en bois cloué pour la circonscrire sur le pont.

Dans cette position, la barre est prise par trois cordes qui partagent la longueur en quatre parties à peu près égales. Ces cordes passent sur des galets que porte le mât, et dont le premier est à 4 mètres environ du sol, le second au milieu du mât et le troisième presque à son extrémité.

Avant d'agir sur ces cordes, on a eu le soin de consolider le mât par des haubans qui le prennent au sommet et le fixent à des pieux plantés en terre.

Toutes ces dispositions étant prises, un homme se place dans la baraque pour surveiller le pied de la barre, et quatre autres agissent sur les cordes; la plus élevée, sur le mât, est

barre est mise en place en quelques minutes, si toutes les manœuvres sont bien exécutées.

Quand la barre est logée dans la gaine du mât, on l'y maintient en fermant, avec la porte à crochets, l'entrée qui lui a livré passage.

Outillage. — L'outillage de la sonde Travanet se compose, en dehors de la barre.

1° D'un certain nombre de *rallonges*, de manière à former avec la barre une longueur supérieure de 12^m à 15^m à la profondeur qu'on veut atteindre; car on doit toujours conserver dans le mât une certaine longueur de fer qui est nécessaire pour servir de guide si l'on veut que le trou soit foré verticalement. Chaque rallonge, ainsi que la barre, Fig. 10, Pl. XIV, a ses deux bouts taraudés au même pas. Ces taraudages, dont l'un est mâle et l'autre femelle, sont à filets carrés. Les rallonges sont de toutes longueurs, depuis 0^m,80 jusqu'à 6^m; elles pèsent 7 kil. le mètre courant. Les emmanchements sont tournés sur une longueur de 0^m,10 avec un diamètre de 50^m/^m; le reste de la rallonge est carré de 30^m/^m de côté.

2° Le *burin* ou *trépan*, Fig. 11, a généralement de 1^m,50 à 2^m de longueur. Il a 50^m/^m de diamètre dans le milieu; les deux bouts sont un peu plus faibles. D'un côté, le burin porte un taraudage mâle, et de l'autre un tranchant en acier trempé qui a 70^m/^m de largeur; cette dernière cote est portée à 110^m/^m sur un autre trépan dont on se sert quand on est dans la nécessité de tuber.

3° Le tube à serrer, Fig. 12, avec sonnerie à bœuf, est un

passer les matières à enlever, et ensuite à saisir le tube à l'aide d'une poignée, Fig. 13, lorsqu'on l'a remonté.

4° La *cuillère*, Fig. 14, est une sorte de tarière dont on se sert pour traverser la couche arable, les argiles et les marnes qui peuvent se rencontrer avant les roches dures. Cet outil a 1^m,50 de longueur, et comme le burin, il fait un trou de 70^m/^m. Quand on est obligé de tuber, on se sert d'une cuillère tout à fait semblable, mais plus forte que la précédente, et faisant un trou de 0^m,110.

5° La *spirale*, Fig. 15, qui a la forme d'un énorme tire-bouchon, peut également faire un trou de 70^m/^m de diamètre; un second modèle donne un diamètre de 110^m/^m. On fait usage de cet outil pour traverser les argiles les plus tendres et le minerai toutes les fois qu'on le rencontre.

6° La *cloche*, Fig. 16, ainsi appelée à cause de sa forme, sert à retirer les burins ou les rallonges qui, par suite d'un accident, sont restés dans le sondage à des profondeurs plus ou moins grandes. La cloche est en acier, et le taraudage qu'elle porte à l'intérieur produit l'effet d'une filière sur l'extrémité du fer qu'il s'agit de retirer; quand on l'a saisi de la sorte, on a beaucoup de chances pour l'extraire du trou de sonde.

7° Le *tourne-à-gauche*, Fig. 17, est une fourche en fer, dont l'écartement des deux branches est maintenu par un anneau et deux clavettes qui le tiennent serré. Les branches sont carrées, de 30^m/^m de côté; elles ont 0^m,14 de longueur et leur écartement a 0^m,04. L'outil entier a 1^m,10 de long. Nous aurons plus loin l'occasion d'expliquer comment on se sert du tourne-à-gauche.

8° La *barre de retenu*, Fig. 18, a également la forme d'une

9° La *clef à dévisser*, Fig. 19, est une barre de retenue de petite dimension ; toutes ses proportions sont moins grandes, et sa longueur entre autres n'est que de 0^m,50. L'écartement des deux branches est de 40^m/^m.

10° La *vis de pression*, ainsi que la nomment les ouvriers sondeurs, est reproduite dans tous ses détails par les Fig. 30, 31, 32 et 33. La pièce principale est en fer ; elle pèse 10 kil., et a la forme d'une bride ovale de tuyau, dont les deux axes seraient 0^m,46 et 0^m,26, avec cette différence que l'intérieur, au lieu d'être évidé suivant une circonférence, serait un rectangle ayant 0^m,14 dans le sens du plus grand axe de l'ovale et 0^m,10 dans l'autre sens. L'un des côtés de 0^m,14 est légèrement concave ; dans le côté opposé, la pièce est coupée, dans toute son épaisseur, par une entaille large de 0^m,07, pour laisser passer la rallonge qui se loge dans la partie évidée, quand on doit faire usage de l'appareil. Reprenant la comparaison que nous avons faite de la pièce dont il s'agit avec une bride ovale de tuyau, nous faisons remarquer que la place des deux boulons placés dans le grand axe de la bride est occupé ici par deux vis *l, m* à filets carrés ayant 40^m/^m de diamètre et 0^m,31 de longueur. Une autre vis *n*, beaucoup moins forte, agissant perpendiculairement aux deux précédentes, forme vis de pression pour emprisonner la barre, en même temps qu'on se sert des deux autres comme leviers, et pour cela on procède de la manière suivante :

Disons d'abord que l'appareil dont il s'agit a pour but de déprendre les barres de sonde, lorsque celles-ci, par suite d'un accident quelconque sont coincées de façon à ne plus

FIG. 31, qui est également représentée par la FIG. 32, se place du côté opposé à la première. L'une et l'autre de ces mâchoires s'introduisent en-dessus, à la manière d'un coin, entre la barre et l'appareil. A l'aide de la vis *n*, on serre fortement, et la barre ainsi prise ne peut monter ou descendre qu'avec l'appareil. Celui-ci ayant été posé sur la plaque de déclic, on comprend qu'en agissant, à l'aide d'une clef, sur les vis *l*, *m*, ces dernières feront l'office de deux vis calantes, qui monteront ou descendront la barre à volonté, et finiront par rompre l'obstacle qui la retenait prisonnière.

11° La *poulie de déménagement*, FIG. 29, est une poulie ordinaire montée à la manière d'une mouffle ; comme celle-ci, elle est munie d'un crochet qui permet de la fixer, et elle agit exactement de même, ainsi que nous allons le voir.

12° Plusieurs autres objets, tels que cric, clefs à serrer les boulons, masses, pieux en fer, chaînes, cordes et tringles de déménagement qu'il suffit de nommer pour en comprendre l'utilité, sont également d'un fréquent usage pendant le fonctionnement de la sonde Travanel.

La première disposition à prendre pour un déplacement, c'est de réunir dans la baraque tous les outils faisant partie du matériel de la sonde. La barre n'est pas retirée du mât, mais il faut avoir le soin de poser son extrémité sur le pont, à côté de la plaque de déclic et d'arrêter l'effet du contrepoids en le fixant aux jumelles au moyen d'une chaîne dont nous avons déjà parlé.

Déplacement
de
la sonde.

La FIG. 9, PL. XIV, représente un déménagement.

Pour procéder à cette opération, on plante un pieu en fer
à une distance de mètres en avant de la sonde. A l'aide d'un

longue, on y ajoute des chaînes et des tringles qui permettent de se servir plus longtemps de la position première du pieu en le mettant le plus loin possible. Il arrive quelquefois qu'un seul pieu ne suffit pas pour offrir un point d'appui assez résistant; dans ce cas, on renforce ce premier pieu avec un ou plusieurs autres, et on les réunit tous ensemble avec des cordes fortement tendues, qui vont de la tête de l'un au pied du suivant. L'un des bouts de la corde est fixé au pied-droit qui supporte les jumelles, tandis que l'autre est attaché au treuil placé sur l'arbre du manège, et que l'on fixe avec l'agraffe située sur le même arbre. Alors l'animal qui est sur le pont fait enrouler la corde sur le treuil, et au fur et à mesure de cet enroulement la sonde avance vers le point d'appui qui est le pieu planté en terre.

Quand le sol est détrempé par une pluie récente, les sondeurs mettent des écoins sous les roues, pour éviter que celles-ci s'engagent trop profondément dans la terre. On se sert également de ce moyen pour supprimer les cahots.

En temps ordinaire, une sonde parcourt de la sorte environ 20^m à l'heure.

Fonctionne
ment.

A cause de l'importance de ce paragraphe, nous le divisons en plusieurs parties traitant successivement :

1° Du fonctionnement en général des différents organes de la sonde;

2° De la manière de procéder dans les terrains rocheux ;

3° id. id. dans les terrains tendres non rocheux ;

4° Des précautions à prendre dans les terrains éboulés.

sonde, les profondeurs auxquelles nous nous sommes arrêtés ont toujours été inférieures à ce dernier chiffre.

Prenons maintenant l'appareil dans son état de repos. Sous l'influence du contrepoids, le levier de la cheville ouvrière s'est placé suivant l'axe longitudinal de la sonde et du côté du contrepoids. Si nous faisons faire un demi-tour au manège, la cheville ouvrière viendra entre l'axe du manège et le mât ; le contrepoids se sera élevé et la plaque d'échappement sera descendue par son propre poids d'une longueur égale ; la barre de sonde passant dans le trou de 75^m/_m que porte la plaque d'échappement, cette plaque est guidée par la barre dans son mouvement de descente. Si nous faisons faire encore un demi-tour au manège, un mouvement inverse à celui de tout à l'heure se produira, c'est-à-dire que le contrepoids descendra tandis que la plaque d'échappement montera. Dans ce mouvement ascensionnel, la plaque d'échappement qui forme toujours avec l'horizontale un angle d'environ 30°, n'aura pas glissé comme dans le premier cas le long de la barre ; les deux rondelles d'acier qui renforcent cette plaque dans la partie où elle laisse passer la barre, en incrustant légèrement dans celle-ci leurs angles alternes-internes, auront donné lieu à une adhérence assez forte pour soulever tout le poids de l'attirail perforateur. Mais, vers la fin de la course, l'extrémité de la plaque vient butter contre une cheville horizontale fixée sous les jumelles. Alors la chaîne de transmission continuant à tirer, la plaque quitte son angle de 30° et se rapproche de l'horizontale ; mais en même temps l'adhérence entre elle et la barre disparaît ; de sorte que la barre munie du trépan, abandonnée à elle-même, retombe de tout son poids, et dans sa chute vient pulvériser la roche. A chaque tour que fait le manège, les mêmes circonstances se reproduisent dans le

dent, se rapporte précisément aux sondages dans les terrains durs.

Pour exécuter un sondage quelconque, il faut deux hommes et deux ânes ; il est vrai d'ajouter que jusqu'à 30^m un âne suffit pour faire fonctionner la sonde, mais dans ces conditions on ne saurait exiger de lui une durée de travail de plus de deux heures consécutives.

Aussitôt que le coup de trépan est donné, un ouvrier sondeur, muni d'un tourne-à-gauche enfourchant constamment la barre, fait faire à celle-ci $\frac{1}{4}$ de tour, $\frac{1}{2}$ tour ou un tour entier, suivant la dureté de la roche qu'on traverse. Ce mouvement de rotation qu'on exécute pendant que la plaque d'échappement descend pour ressaisir la barre a pour but d'aléser le trou de manière à le faire aussi rond que possible, et de dégager le trépan qui, en retombant verticalement, se coince toujours, peu ou beaucoup, suivant la dureté de la roche.

Il convient d'ajouter ici l'observation suivante :

La course, c'est-à-dire la hauteur à laquelle on élève la barre pour la laisser retomber ensuite, est donnée par le levier de la cheville ouvrière. Quand on se trouve en présence d'un rocher très-dur, on fait battre la sonde à une petite course, on augmente au fur et à mesure que diminue la dureté du calcaire. Cette mesure de précaution n'a d'autre but que d'éviter des accidents pouvant fausser la barre ou occasionner sa rupture ; règle générale, la barre, en retombant dans le fond du trou, ne doit pas rebondir, comme le ferait un marteau à la suite d'un coup frappé sur une enclume.

Pour nettoyer le sondage, on commence par retirer la barre. A cet effet, on place la cheville ouvrière à la plus grande course, qui est d'un mètre, puis on baisse la plaque d'échappement, de façon à ce qu'elle puisse parcourir un mètre sans toucher à la cheville qui d'habitude la fait échapper, et enfin on relève le chien de la plaque de déclic. Dans cette position, tous les mouvements se produisent comme pendant l'opération du sondage ; mais quand la plaque d'échappement arrivant à la fin de sa course cesse d'agir sur la barre, celle-ci, au lieu de retomber, vient se coincer entre le chien et la plaque de déclic, de sorte qu'elle reste là suspendue en attendant que la plaque d'échappement vienne la prendre à un mètre plus bas pour la soulever de nouveau. Avec cette manœuvre répétée un certain nombre de fois, on arrive à mettre au jour toutes les rallonges et le burin. Toutefois, ce travail ne s'exécute pas d'une seule haleine ; dès qu'on a sorti une rallonge et que son emmanchement avec la suivante est à 0^m,40 environ au-dessus de la plaque de déclic, les sondeurs, après avoir arrêté tout mouvement, saisissent en sens opposé, avec chacun une clef à dévisser, les deux rallonges dont l'une est entièrement hors du sondage, et dont l'autre ne montre que son extrémité supérieure ; ils les dévissent et mettent de côté celle qui est sortie. Quand enfin tous les fers ont été retirés du trou de sonde, on les redescend après avoir vissé le tube à soupape à la place du trépan ; on suit pour cela un ordre inverse à celui dans lequel on les a retirés. Pour effectuer cette descente, on se sert de la barre de retenue qu'un des sondeurs tient en main. A l'aide de cet outil, il fait frein sur la barre de sonde et la laisse descendre aussi doucement qu'il le veut. Lorsque le tube est à fond, on l'agite à 4 ou 5 reprises différentes en le faisant soulever par le manège, et le laissant retomber ensuite, en ayant soin d'amortir sa chute avec la barre de retenue pour éviter toute espèce de choc qui pourrait le détériorer. A chaque fois, il plonge dans une bouillie très-claire produite par la

roche pulvérisée, alors il fonctionne ici comme nous l'avons décrit dans les autres systèmes de sondage. On remonte le tube comme on a sorti le burin, et lorsqu'il montre son extrémité, on passe la poignée spécialement destinée à le prendre ; après avoir dévissé la dernière, on le porte sur l'arrière de la baraque de la sonde pour le vider par le moyen déjà décrit. Une fois le curage achevé, on introduit le burin comme on l'a fait pour le tube à soupape, et on continue le sondage.

3° *De la manière de procéder dans les terrains tendres non rocheux.* — Ces terrains sont la couche arable, les marnes, les argiles et le minerai quand on le rencontre. Pour traverser ces différentes couches, on se sert de la spirale ou de la cuillère. On n'emploie pas indistinctement l'une ou l'autre ; la première sert dans les terrains durs, mais pas assez cependant pour être travaillés au burin, et la seconde fonctionne dans les argiles les plus tendres. Dans l'un comme dans l'autre cas, on procède de la manière suivante :

Après avoir vissé la cuillère ou la spirale à l'extrémité de la barre, on la descend de la manière que nous connaissons ; ensuite les deux sondeurs, munis chacun d'une clef à dévisser, saisissent la barre de deux côtés opposés et à la hauteur de 0^m,80 environ. Les deux clefs ainsi placées forment une tête de sonde sur laquelle les sondeurs agissent avec ensemble, comme s'il s'agissait de manœuvrer une sonde à bascule n° 1. Le travail ici se fait tout à bras d'hommes ; mais dès qu'il s'agit de dégager la barre et son outil, soit la spirale, soit la cuillère, on a recours au manège et à la plaque d'échappement ; pour

inconvenient, on tube le trou de sonde, opération que nous ne répéterons pas ici, puisque nous avons donné toutes les explications que comportait la matière, en parlant du fonctionnement de la sonde à bascule n° 2.

4^e PRIX DE REVIENT DES SONDAGES D'APRÈS CHAQUE NATURE DE TERRAIN.

Les prix de revient des sondages sont rarement les mêmes, ils varient suivant les appareils qu'on emploie ; mais comme ceux-ci sont généralement imposés par la nature des terrains et le type des minerais, nous avons cru rationnel de prendre pour base de notre travail la classification des prix de revient d'après les quatre systèmes de sondes dont nous avons donné la description.

Prix de revient avec les sondes à mains. — Le travail du sondage à la main ne saurait être donné à l'entreprise, vu la difficulté de contrôle résultant du peu d'importance de ce travail. Alors, pour n'avoir pas à s'en rapporter à l'ouvrier sondeur, on le met toujours à la journée.

Les sondages sont toujours exécutés dans des argiles ou des sables à grains plus ou moins volumineux. Avec une profondeur variant de 0^m,50 à 4^m,50 pour chaque trou, un ouvrier qui gagne 2^f,50 peut faire en moyenne environ 35 mètres de sondage par journée de 10 heures de travail. Dans ces conditions, le mètre courant revient à $\frac{2,50}{35} = 0^f,071$, soit avec l'amortissement du matériel, qui est de 0^f,008, à 0^f,079.

Prix de revient avec la sonde à bascule et à bras n° 1.
— Pendant 9 mois, du 1^{er} septembre 1877 au 31 mai 1878, trois sondes du même type ont fonctionné dans un terrain

sont pas descendus au-dessous de 1^f,50 le mètre, et qui n'ont pas été supérieurs à 2^f,25.

Dans le laps de temps que nous venons d'indiquer, il a été fait 2.454^m,68 de sondage ; les profondeurs ont varié entre 6^m au minimum et 20^m au maximum.

La dépense totale pour ces 2.454^m,68 s'est élevée à 4,967 francs 07, répartis de la manière suivante :

Main-d'œuvre (entreprise et travaux divers),	4.758 ^f ,87,	soit par mètre	1 ^f ,938
Entretien du matériel.....	95, »	id.	0,038
Fournitures diverses.....	113,20	id.	0,046

Total des dépenses et prix de revient.	4.967 ^f ,07		2 ^f ,022
--	------------------------	--	---------------------

A ces chiffres, il convient d'ajouter.....			0,031
--	--	--	-------

pour l'amortissement du matériel, ce qui donne pour le mètre de sondage.....			2 ^f ,053
--	--	--	---------------------

Prix de revient avec la sonde à bascule et à bràs n° 2. —

Nous allons donner les résultats du travail de deux sondes qui ont fonctionné, du 1^{er} septembre 1877 au 31 mai 1878, dans un terrain plutôt tendre que dur, formé en grande partie d'argile ; toutefois, il est à remarquer que le tubage a eu lieu jusqu'à fond dans la presque totalité des trous de sonde.

Les sondages à profondeur maximum n'ont pas été poussés à plus de 45^m et les prix d'entreprise ont varié entre 1^f,25 et 3^f,50 le mètre courant.

Il a été fait 3.065^m de sondage qui ont coûté 4.748^f,45, savoir :

Main-d'œuvre (entreprise et travaux divers),	4.225 ^f ,45,	soit par mètre	1 ^f ,378
Entretien du matériel.....	297,20	id.	0,096
Fournitures diverses.....	225,80	id.	0,073

revient augmentaient dans une rapide proportion. Voici le résultat de nos recherches sur ce sujet :

1° Prix de revient des sondages ayant une profondeur inférieure à 35^m :

Main-d'œuvre (entreprise et travaux divers).....	1 ^f ,25 par mètre.
Entretien du matériel.....	»,10 »
Fournitures diverses.....	»,05 »
Amortissement du matériel.....	»,054 »
Total du prix de revient.....	1 ^f ,454

2° Prix de revient des sondages exécutés entre 35 et 45^m :

Main-d'œuvre (entreprise et travaux divers).....	2 ^f ,98 par mètre.
Entretien du matériel.....	»,17 »
Fournitures diverses.....	»,05 »
Amortissement du matériel.....	»,054 »
Total du prix de revient.....	3 ^f ,254

Dans l'un et l'autre de ces deux cas, l'équipe des sondeurs se composait de quatre hommes pour chaque sonde.

En juillet, août et septembre 1874, nous avons fait dans la vallée de l'Aubois, avec la sonde à bascule n° 2, un sondage qui a atteint 72^m de profondeur et qui n'a traversé que des argiles ; il était tubé jusqu'à fond. La dépense pour ce sondage s'est élevée à 402^f,75, soit une moyenne de 5^f,59 par mètre.

Or, à partir de 45^m, l'équipe était de 7 hommes, et de 45 à 72^m, c'est-à-dire pour les 27 derniers mètres, il a été dépensé 248^f,75, soit par mètre une moyenne de 9^f,21.

En janvier et février 1878, nous avons exécuté, avec la sonde à bascule n° 2, un sondage dans le même terrain où fonctionne actuellement la sonde Travanet, mais que nous n'avions pu faire avec celle-ci, à cause de l'exigüité de l'emplacement. L'équipe était de 5 hommes. Ce sondage n'ac-

Prix de revient avec la sonde Travanel. — Actuellement nous avons une sonde Travanel qui fonctionne dans un calcaire lacustre très-dur que l'on rencontre sous une couche de terre végétale et de marne de quelques mètres seulement; ce rocher se poursuit jusqu'au minéral.

Les sondages exécutés du 1^{er} septembre 1877 au 31 mars 1878 ont atteint une profondeur variant entre 28 et 39^m; quelques-uns ont été tubés jusqu'à des profondeurs qui n'excèdent pas 12^m.

La sonde fonctionnant jour et nuit a fait entre les deux dates précitées, c'est-à-dire en 9 mois, 1.252^m,60 de sondage pour une dépense de 4.099^f,77, dont voici le détail :

Main-d'œuvre (entreprise et travaux divers),	2.363 ^f ,75,	soit par mètre	1 ^f ,87
Dépense pour 2 ânes à raison de 2 ^f ,50 par			
12 heures.....	1.533,75	»	1,24
Entretien du matériel.....	156,87	»	0,125
Total de la main-d'œuvre.....	4.054,37		3 ^f ,157
Fournitures diverses.....	45,40	»	0,037
Total des dépenses et prix de revient..	4.099 ^f ,77		3 ^f ,194
Si nous ajoutons l'amortissement du matériel, soit			0,114
on trouve, pour prix de revient d'un mètre de sondage.			3 ^f ,308

5° MANIÈRE DE DISPOSER LES SONDAGES SUR LE TERRAIN, LEUR NIVELLEMENT.

Afin de rendre plus compréhensible les explications qui suivent, nous prendrons pour exemple une propriété de forme rectangulaire dont les dimensions sont 300^m sur 250, soit de 7 hectares 50 qu'il s'agit de sonder (Voir PL. XIII, Fig. 10).

La première opération à faire, c'est de déterminer sur le terrain, à l'aide de petits piquets, l'emplacement de chaque sondage; on y arrive très-rapidement en procédant avec l'équerre et la chaîne d'arpenteur. Toutefois, il est des dispositions particulières à prendre; nous ne parlerons que de celles que nous avons adoptées depuis plusieurs années, après en

voir toutefois essayé plusieurs autres, et qui consistent à placer des sondages comme nous l'indiquons.

Les considérations qui nous ont amenés à accepter la disposition en quinconce des sondages sur le terrain, sont les suivantes :

Nous avons dit au commencement de cette note que les minerais de fer, dans le Berry, ne se rencontreraient jamais par couches, mais bien par filons ou amas, affectant des formes très-diverses et très-irrégulières. Il résulte de ces particularités de gisement que quelle que soit la direction d'un filon d'une importance relative, on a beaucoup de chances de le rencontrer avec les sondages disposés comme nous le faisons.

Les lignes, règle générale, sont marquées à 25^m de distance les unes des autres, et les coups de sonde à 50^m; dans cette proportion, il a fallu 50 sondages pour les 7 hectares 50 que nous donnons, soit une moyenne de 6,66 sondages par hectare.

En admettant pour chacun d'eux une profondeur de 30^m, le prix avec la sonde à bascule et à bras n° 2 serait :

Dans les terrains tendres, de $1^f,601 \times 30 = 48^f,030$, et par hectare, $48^f,030 \times 6^{\text{sond.}},66 = 319^f,89$.

Dans les terrains durs, de $6^f,134 \times 30 = 184^f,020$, et par hectare, $184,020 \times 6^{\text{sond.}},66 = 1.225^f,57$.

Avec la sonde Travanel, qui ne fonctionne que dans les terrains durs, le coût d'un sondage de 30 mètres serait de $1^f,308 \times 30 = 99^f,24$, et la dépense s'élèverait pour un hectare à $99^f,24 \times 6^{\text{sond.}},66 = 660^f,94$.

La comparaison des deux systèmes de sonde, fonctionnant dans le même terrain, donne donc la différence suivante pour un hectare de terrain sondé :

Sondages exécutés avec la sonde à bascule . .	1.225 ^f ,57
Id. id. Travanel. . .	660 94
Différence en faveur de la sonde Travanel	564 ^f ,63

La sonde est placée sous la direction d'un chef d'équipe qui relève, sur un carnet, la nature des couches traversées, et dès que le minerai est rencontré, il en avertit immédiatement le maître-mineur qui vient constater le fait, et prendre la profondeur du sondage. Après cette opération, et toujours en présence du maître-mineur, les sondeurs continuent leur travail jusqu'à ce que l'épaisseur du minerai ait été complètement traversée; alors le maître-mineur mesure de nouveau la profondeur du sondage en prenant la longueur de tous les fers engagés dans le sol, au fur et à mesure qu'on les retire. En retranchant le résultat du premier mesurage de celui du second, le maître-mineur a l'épaisseur du minerai traversé. Il complète cette indication en prenant sur le carnet du chef sondeur les notes que celui y a inscrites relatant les couches de terrain traversées par le sondage; tous ces éléments étant ensuite classés, le maître-mineur rédige le procès-verbal après avoir donné au sondage le numéro qu'il doit occuper dans la série. Ce même numéro, que porte un pieu d'environ 0^m,10 de diamètre sur un mètre de longueur, est posé dans le sondage en chassant, à coups de masse, le pieu dans le trou de sonde.

Si le sondage ne rencontre rien, on l'arrête quand on a acquis la certitude, par l'examen des matières retirées, qu'il est dans le terrain jurassique dont on retrouve aisément les traces parmi les débris de roches que remonte le tube à soupape. Ce résultat n'empêche pas le sondage d'avoir son procès-verbal et son numéro.

Plan de sondages. — Le relevé topographique de la pro-

suivant la puissance du filon ou amas au point traversé par le coup de sonde. Un arc égal au quart de la circonférence représente une épaisseur de minerai de 0^m,25; une demi-circonférence indique 0^m,50; une circonférence entière, 1^m, deux circonférence, 2^m, et ainsi de suite. Cette disposition permet, par un simple coup d'œil jeté sur le plan, de se rendre un compte exact de la situation et de l'importance des masses accusées par les sondages. Les coups de sonde qui n'ont pas rencontré le gisement sont marqués sur le plan par une circonférence.

Nivellement. — Le nivellement des sondages est une opération de la plus haute importance pour l'avenir de l'exploitation, car il est facile de comprendre quelle déception entraîneraient des cotes erronées.

Dans toutes nos exploitations, le nivellement des sondages est rapporté au niveau de la mer. Nous nous servons pour cela de la carte Bourdaloue (nivellement général de la France); après avoir trouvé un point de repère sur cette carte et sur le terrain, nous le reportons sur un de nos sondages que nous marquons d'une borne spéciale portant l'altitude du point où elle est plantée. Le sondage ainsi marqué devient à son tour la base pour le nivellement du coup suivant, et ainsi de suite pour tous les autres sondages. Laissant de côté les détails de l'opération qui a lieu par les procédés ordinaires; nous dirons seulement que les altitudes trouvées pour chaque sondage dont on a fait le nivellement constituent la cote du plan (Fig. 10).

Ce premier travail une fois établi, on relève, dans le procès-

dage par rapport au niveau de la mer, et la cote indique l'altitude du dessous du minerai dans le filon ou amas.

Si le sondage n'a donné aucune indication de minerai, la circonférence n'est accompagnée que de la cote marquant l'altitude du sol.

Nous compléterons ces indications en disant que le chiffre placé au-dessus de chaque sondage, marque le numéro de la série.

6° — CONCLUSION.

Il nous reste à examiner les avantages qu'on peut tirer d'un plan d'ensemble dressé comme celui que nous reproduirons PL. XIII, Fig. 10.

Nous dirons d'abord qu'un travail de ce genre, convenablement établi, dispense des coupes suivant AB et suivant CD, etc., etc., que nous donnons Fig. 11 et 12. Le but de ces deux coupes est, en effet, d'indiquer le pendage et la puissance du gisement, double indication que nous retrouvons sur notre plan. Il suffit, pour connaître le pendage, de chercher quelle est la cote la plus faible. Nous la trouvons au sondage portant le n° 2 qui a la cote 100^m,10.

Pour se convaincre que c'est bien là le point le plus bas, il suffit de suivre les cotes indiquant l'allure du gisement. Nous avons indiqué par un trait pointillé, Fig. 10, la courbe passant par les points les plus bas de l'ensemble du gisement, tout en conservant une pente aussi régulière que possible, et surtout en évitant les sondages en stériles. De sorte qu'en partant du sondage n° 2, qui a la cote 100^m,10, on arrive successivement au n° 10 qui porte 100^m,15, au n° 13 qui a 100^m,25, et ainsi de suite jusqu'au n° 6 qui a la cote 105^m,50. Un puits étant foncé sur le coup de sonde n° 2, on pourrait, par une galerie, suivre la chaîne et atteindre

Ainsi, lorsqu'on est arrivé au n° 24, dont la cote est 101^m, on peut diriger une galerie sur le n° 33, qui a la cote 102^m,10, et le n° 34 qui porte 103^m,95. Il en sera de même du sondage n° 40 par rapport aux sondages n° 49 et 50, et en général pour tout le reste de la propriété. Voilà comment notre plan d'ensemble nous donne, sans faire de coupes, le pendage du gisement ; quant à sa puissance, nous la lisons très-facilement en voyant le nombre de circonférences dont est marqué chaque sondage ayant rencontré le minerai. En résumé, ces explications démontrent qu'à l'aide des sondages on peut, tout en évitant autant que possible l'attaque du rocher, déterminer d'une manière sûre la position des galeries d'écoulement des eaux qui servent en même temps de principales artères pour le roulage. C'est surtout à ce point de vue que les sondages sont profitables et que leur dépense est peu de chose, comparée à celle qui serait faite si l'on agissait sans indications.

Pendant le cours de l'exploitation, les sondages sont parfois d'une grande utilité. Il arrive très-souvent que les filons ou amas se perdent sans laisser les moindres traces pouvant faire supposer que dans telle ou telle direction on a des chances de recouper le gisement ; en un mot, on est de toutes parts butté par le rocher. Dans ce cas, on dirige une galerie sur le sondage, avec indication de minerai, le plus voisin, et si l'on n'a pas été assez heureux, durant le trajet, pour rencontrer un nouveau filon, on est au moins venu sur le coup de sonde avec la certitude de pouvoir enlever sur ce point une quantité plus ou moins importante de minerai, tout en pratiquant le minimum de galerie en rocher.

Il ne faudrait pas néanmoins conclure de tout ce qui précède que les sondages donnent toujours une indication rigoureusement exacte en ce qui concerne l'importance du gisement.

pour toujours éviter des mécomptes. Dans le Berry même, il s'est produit quelques cas où les sondages ayant donné les plus belles espérances, les résultats de l'exploitation ont été bien différents de ceux qu'on était en droit d'attendre, et la coupe que nous reproduisons Fig. 13, n'est pas un exemple isolé, car nous avons eu plusieurs fois l'occasion de faire de semblables remarques. D'après ce croquis, on voit que le filon x , reconnu par le sondage R, qui l'avait traversé dans sa plus grande hauteur, est en réalité très-resserré, tandis que le filon y dont on n'avait pu que bien juste reconnaître l'existence au moyen du coup de sonde T, a cependant une ampleur considérable.

7° APPLICATION DES SONDAGES AU FONÇAGE D'UN PUITS.

L'enlèvement des eaux arrivant pendant le fonçage d'un puits a toujours eu lieu, dans nos contrées, au moyen de pompes montées sur des échelles qui permettent de les descendre ou de les élever à volonté. Les aspirants de ces pompes sont en caoutchouc et se terminent par une lanterne très-plate. Afin que cette lanterne ait le plus possible ses trous recouverts par l'eau, on pratique, à coups de mines, un petit puisard, en A par exemple (Fig. 14, PL. XIII), ensuite on enlève les parties hachées en B; par ce fait, le puisard en A disparaît, et le point B devient à son tour le puisard; on continue de la sorte jusqu'à la fin du fonçage du puits.

Cette méthode, que nous croyons être encore la seule en usage partout dans le Berry, où le fonçage d'un puits s'effectue avec la présence d'une grande quantité d'eau dont on se débarrasse à l'aide de pompes comme il vient d'être dit, a pour premier inconvénient de laisser toujours sous les pieds des mineurs une couche d'eau plus ou moins importante, mais

pes ; on arrive ainsi à une consommation considérable de vapeur, pour produire peu d'effet utile.

C'est en 1876 que nous avons appliqué le procédé dont nous allons parler au fonçage dans les minières de la Chapelle-Saint-Ursin, d'un puits qui a 42^m,50 de profondeur avec une section de 1^m,90 sur 1^m,50. Les couches traversées se composaient d'une épaisseur de 10^m,50 de terrain argilo-calcaire, de 27^m de calcaire lacustre de la plus grande dureté, parfois mélangé de quartz très-pur, de 2^m,50 de minerai, et enfin de 2^m,50 de terrain jurassique ; ces deux derniers mètres ont formé le puisard.

Les résultats obtenus ont été : 1° l'enlèvement d'une façon régulière de toute l'eau arrivant pendant le fonçage, de telle sorte que la roche a pu être attaquée à sec ; 2° de régler la vitesse de la machine suivant la quantité d'eau qu'on recevait, ce qui a diminué de plus d'un tiers la consommation de la houille.

Les principales dispositions que nous avons prises sont indiquées par la Fig. 15.

Le puits dont il s'agit fut foncé jusqu'à 7^m,20 avec des épuisements à bras. A cette profondeur, nous recevions 48 litres d'eau par minute, que nous enlevions avec des bennes fonctionnant à l'aide d'un treuil à bras. Cette quantité d'eau allant toujours en augmentant, nous fûmes obligés de supprimer les épuisements à bras et d'installer une pompe de 0^m,25 de diamètre à 0^m,30 de course, mue par une locomobile. Avant l'établissement de ce nouvel engin, nous avions pratiqué dans le milieu du puits un sondage à section aussi grande que possible, pour reconnaître l'état des couches traversées. Dans

Toutes les dispositions pour les épuisements et le fonçage ayant été prises, comme nous venons de le voir, nous allons décrire la marche suivie pour l'exécution du travail, mais avant, disons que dès que le fonçage eût atteint 12^m, nous rencontrâmes une source, qu'après ce moment il nous arriva 175 litres d'eau par minute, et que la mise à fond du puits étant faite, cette quantité d'eau atteignit 224 litres par minute.

La pompe que nous avons installée était munie d'un aspirant en caoutchouc, FIG. 15, PL. XIII, à l'extrémité duquel fut adapté, à l'aide d'une bride, un tuyau lanterne, qui remplaça la lanterne du système ordinaire qui a la forme d'une pomme d'arrosoir très-aplatie. Notre tuyau lanterne était légèrement conique; son plus grand diamètre était un peu inférieur à celui du sondage, et enfin il était percé de trous de 0^m,004 de diamètre dans son fonds et son pourtour sur une hauteur de 0^m,25. Pour ce tuyau, nous avons débuté avec la forme cylindrique; mais les débris de roches venant se loger entre sa paroi extérieure et la paroi intérieure du sondage, il devenait très-difficile de le déplacer quand il s'agissait de le garer des coups de mines. L'aspirant en caoutchouc était protégé contre les coups de mines en le plaçant dans un angle du puits, et l'abritant au moyen de trois planches clouées en forme de cheneau, qu'on enlevait une fois le danger passé.

Une précaution qu'il ne fallait pas négliger consistait à éviter que la ligne d'avancement du fonçage fût, avec la paroi du sondage, un angle solide aigu. Pour cela, nous maintenions toujours évasée en R et R', FIG. 16, l'entrée du coup de sonde, ce qui en augmentait la section et diminuait le frottement qui aurait eu vite percé notre tuyau lanterne.

Après avoir nettoyé à l'aide d'une cuillère une profondeur du sondage suffisante pour y loger le tuyau lanterne, nous

lanterne. Autour de ce tuyau était un bourrelet en vieux cordages placé de façon à laisser couler l'eau, sans livrer passage aux gros graviers.

On conçoit facilement qu'avec cette disposition toute l'eau venant des parois et du fond du puits se rendait dans le sondage formant un puisard indéfini où elle était aspirée au fur et à mesure de son arrivée, de sorte que les pieds des mineurs n'étaient jamais dans l'eau.

Avec l'application de ce sondage, en travaillant jour et nuit, nous avons fait en moyenne 1^m,40 d'avancement par semaine dans les parties les plus dures, tandis que par l'ancien procédé, à section égale, on ne pouvait guère faire plus de 0^m,75 à 0^m,80 dans le même temps. En outre, nous consommions 4 hectolitres de houille par vingt-quatre heures, quand autrefois il en fallait 10.

En résumé, ce nouveau procédé peut être avantageusement appliqué même en recevant 3 et 400 litres d'eau par minute; de plus, il présente une économie de dépenses d'un tiers au moins sur l'ancienne méthode, et enfin il abrège également d'un tiers environ la durée du fonçage d'un puits dans les terrains aquifères.

Autre application du sondage au fonçage d'un puits. — Nous faisons encore usage du sondage lorsque nous avons à foncer un puits devant rencontrer une galerie à sa base.

Avant de commencer le fonçage du puits, nous donnons un coup de sonde sur l'emplacement qu'il doit occuper. Ce sondage, en perçant dans la galerie qu'il doit rencontrer, ouvre un passage à l'eau provenant des couches que le puits aura à traverser, de sorte qu'en ayant soin de ne jamais laisser

8° DEVIS D'UNE SONDE TRAVANET.

DES OBJETS.	DIMENSIONS RÉDUITES.			Nombre de parties semblables.	TOTAL.	Prix de l'unité.	SOMMES partielles.	SOMMES totales.
	Longueur.	Largeur.	Hauteur.					
rtant le pont	7 ^m , 16	0, 18	0, 18	2	0 ^m 3, 460			
ieu	4, 60	0, 18	0, 18	1	0, 148			
as longuerines	2, 93	0, 18	0, 18	4	0, 376			
»	2, 93	0, 15	0, 18	1	0, 079			
»	1, 25	0, 15	0, 15	2	0, 055			
»	0, 72	0, 15	0, 15	2	0, 032			
»	0, 50	0 diam., 30	..	4	0, 141			
charpente du pont	..	..	..	..	1 ^m 3, 291	120 ^f »	154 ^f 90	
as de 0 ^m . 04 d'épaisseur	..	..	..	1	26 ^m 2, 00	6 »	156 »	
es rouleaux	..	..	..	8	160, 00	30 »	48 »	
sdits	..	..	..	4	40, 00	60 »	24 »	
1 pont	..	..	..	..		..	382 ^f 90	382 ^f 90
les jumelles	9 ^m , 00	0, 10	0, 22	2	0 ^m 3, 396			
dit	2, 80	0, 18	0, 15	1	0, 075			
»	2, 65	0, 18	0, 12	2	0, 114			
s jumelles	3, 30	0, 10	0, 08	2	0, 053			
»	0, 70	0, 06	0, 04	12	0, 020			
charpente du manège	..	..	..	..	0 ^m 3, 658	100 ^f »	65 80	
fer. fonte	..	..	..	1	125 ^k , 00	50 »	62 50	
»	..	..	..	1	18, 00	25 »	4 50	
»	..	..	..	1	40, 00	25 »	10 »	
re à l'arbre vertical	»	»	»	1	25, 00	30 »	7 50	

litage	2,80	0,15	0,15	1	0 ^{m3} 061	100	6 10
servant au démenagement	..	..	..	2	40 ^{m3} „	80	32 „
induit	..	..	..	1	41 „	30	12 30
ou excentrique de commande	..	..	..	1	5 „	40	2 „
u contrepoids avec son axe	..	..	..	1	25 „	80	20 „
ladite	..	..	..	1	30 „	60	18 „
rouette avec accessoires	..	..	..	2	8 „	50	4 „
chappement	..	..	..	1	84 „	80	67 20
ur fixer les diverses pièces	..	..	..	1	25 „	60	15 „
total du manège	..	..	..	1	5 „	60	3 „
	..	..	..	1	15 „	60	9 „
	..	..	..	..	20 „	80	16 „
	..	..	..	..		..	354 ^f 90
	2,75	0,12	0,12	4	0 ^{m3} 158	100 ^f „	63 60
	3,30	0,12	0,10	4	0,158	3 50	112 38
	2,93	0,12	0,10	4	0,145	..	175 ^f 98
int-André reliant les côtes	3,00	0,10	0,08	4	0,096	110	28 90
force	1,80	0,10	0,08	2	0,029	100	4 80
	2,50	0,10	0,10	2	0,050	35	18 55
	..	..	..	..	0 ^{m3} 636	60	20 40
	..	..	..	..	32 ^{m3} 11	60	11 40
	..	..	..	..		80	3 20
	11,70	0,15	0,15	1	0 ^{m3} 263	40	34 „
	3,00	0,10	0,08	2	0,048	80	12 „
	..	..	..	1	53 ^{m3} „	..	133 ^f 25
	..	..	..	4	34 „	..	A reporter
	..	..	..	4	19 „	..	1.047 ^f 03
	..	..	..	8	4 „	..	
	..	..	..	1	85 „	..	
	..	..	..	..	15 „	..	
	..	..	..	..		..	
	..	..	..	..	..	..	
total de la baraque et de la mature	..	..	..	..	..	..	

DÉSIGNATION DES OBJETS.	DIMENSIONS RÉDUITES.			Nombre de parties semblables.	TOTAL.	Prix de l'unité.	SOMMES partielles.	SOMMES totales.
	Longueur.	Largeur.	Hauteur.					
re de sonde en fer.....	18" »	0,030	0,030	1	128 ¹ »	30 ^f »	Report..	1.047 ^f 03
onges »	1,50	0,030	0,030	15	157,50	75 »	37 ^f 80	
ins ou trépons en fer acière.....	1,50	0,030	0,030	2	20,50	75 »	118 10	
e à curer avec soupape à boulet.....	3,50	0,070	de diam.	1	17, »	75 »	15 37	
lères.....	1,50	0,030	0,030	2	20, »	75 »	12 75	
ales.....	1,50	0,030	0,030	2	20, »	75 »	15 »	
he.....	1,50	0,030	0,030	2	20, »	75 »	15 »	
rne à gauche droit.....	1,10	0,025	rond.	1	9, »	75 »	7 10	
» de côté.....	1,20	0,030	»	1	10,50	50 »	4 50	
s à dévisser.....	0,50	0,025	»	2	3, »	50 »	5 25	
oit.....	1,20	0,030	0,030	1	9, »	75 »	1 50	
rt pour aléser.....	1,20	0,030	0,030	1	9, »	75 »	6 75	
e pour retirer les tubes.....	1,20	0,030	0,030	1	9, »	75 »	6 75	
het.....	0,80	0,030	0,030	1	6,50	50 »	3 25	
le pression avec ses mâchoires.....	»	»	»	1	19, »	100 »	19 »	
ie de démenagement.....	»	»	»	»	11, »	80 »	8 80	
ies poulies fixées au mât pour dresser la	»	»	»	4	4, »	100 »	4 »	
irre de sonde.....	40" »	0,035	diam.	1	50, »	2 »	100 »	
le de démenagement.....	»	»	»	»	»	»	»	
Total de l'outillage.....	»	»	»	»	»	»	387 ^f 67	387 67
Total.....	»	»	»	»	»	»	»	1.434 70
Imprévus 10 p. %.....	»	»	»	»	»	»	»	143 47
Prix total d'une sonde Travanel.....	»	»	»	»	»	»	»	1.578 ^f 17

MÉMOIRE

SUR LE BROYEUR VAPART

Par M. Ed. CORDIER,

ingénieur à la glacerie de Montluçon, C^{ie} de Saint-Gobain, Chauny
et Cirey.

Le broyage des matières intéresse en général tous les industriels. Il est bien peu d'usines, en effet, qui n'aient à casser ou à pulvériser ses matières premières ou ses produits fabriqués.

*Considérations
générales
sur
le broyage.*

Cette question du broyage, simple en apparence, offre de sérieuses difficultés dans la pratique. Les nombreux modèles de broyeurs imaginés jusqu'ici ne conviennent pas tous au broyage d'une matière déterminée et à l'état auquel il faut l'amener; et tel appareil donnant de bons résultats dans un cas en donne de déplorables dans un autre.

Le choix d'un broyeur dépend essentiellement de la substance à broyer et du résultat à produire.

Les appareils employés aujourd'hui peuvent se rattacher à trois types distincts :

1° La désagrégation résulte de la pression et du frottement exercés par des masses en mouvement; comme dans les meules des moulins à farine, les tordoires à huile, les machines à mâchoires, notamment les concasseurs de pierres et de minerais.

2° Elle résulte du choc d'un corps pesant sur la matière à broyer; c'est ainsi qu'agissent les bocards ou pilons.

3° Elle résulte de la vibration d'un corps pesant sur la matière à broyer.

Historique. Le broyeur qui fait l'objet de cette étude appartient à la troisième catégorie.

Il a été imaginé vers 1868 par M. Vapart, directeur des usines à zinc d'Angleur, de la Société de la Vieille-Montagne, qui s'est d'abord appliqué à le perfectionner dans son usine même ; ce n'est guère qu'après 1873 qu'il l'a livré à l'industrie.

Depuis, on a apporté à ce broyeur des modifications importantes, qui lui permettent de rivaliser avec les autres broyeurs à force centrifuge, en particulier avec le broyeur *Carr*.

Description. L'appareil se compose d'un cylindre, en fonte, vertical et fixe, et de disques horizontaux tournant dans son intérieur. (Fig. 3 et 4, Pl. XV.)

L'enveloppe cylindrique présente deux parties mobiles en forme de portes permettant la visite et le nettoyage intérieur ; elles sont reliées au reste du cylindre, d'un côté par deux charnières, de l'autre par deux écrous ; ces portes sont hermétiquement et solidement fermées pendant la marche, de sorte que la poussière ne puisse sortir par les joints.

Le couvercle supérieur du cylindre est percé d'ouvertures pour l'introduction des matières ; le fond est largement ouvert pour laisser échapper les produits.

Dans l'axe du cylindre est un arbre vertical, en fer forgé, tournant sur un pivot inférieur et maintenu à la partie supérieure par un collier qui fait corps avec un support fixé sur le couvercle de l'enveloppe. L'arbre porte à sa partie supérieure une poulie qui le met en mouvement. Sur cet arbre, dans l'intérieur du cylindre, sont calés très-solidement des tourteaux en fonte ou en acier, auxquels sont boulonnés des plateaux circulaires horizontaux, en tôle de 8 à 12^m/m, munis sur leur face supérieure d'un certain nombre de cornières en fonte, généralement 8, dirigées suivant les rayons.

L'enveloppe cylindrique est garnie à l'intérieur, en face de chaque plateau, de couronnes dentées en fonte trempée, indépendantes de l'enveloppe et maintenues sur elle par des bou-

lons. Entre ces couronnes se trouvent des cônes en fonte, formés par des pièces boulonnées sur la paroi cylindrique.

L'arbre est animé d'une vitesse de rotation, variable de 400 à 1.000 tours par minute, suivant la dimension de l'appareil, la nature de la matière à broyer et la finesse que l'on veut obtenir.

Fonctionnement.

La matière à broyer, introduite par les ouvertures supérieures, tombe vers le centre sur le premier plateau et se distribue entre les cornières. Elle est entraînée par les cornières et lancée par la force centrifuge contre la première couronne dentée de l'enveloppe où elle se concasse. Elle est ensuite ramenée par le premier cône au centre du second plateau dont les cornières la projettent contre la 2^{me} couronne dentée. Le second cône la conduit au centre du 3^{me} plateau et elle est lancée comme précédemment contre la troisième couronne où elle achève de se broyer. Enfin, elle passe de là sous le 3^{me} plateau, portant sur sa face inférieure des ramasseurs qui la poussent vers l'orifice de sortie.

Si les plateaux n'étaient pas pourvus de parties saillantes, le corps à broyer qui y arrive avec une vitesse nulle ou à peu près nulle, ne participerait que par le frottement au mouvement de rotation du plateau ; il décrirait une spirale autour du centre et s'échapperait du plateau avec une vitesse presque nulle : il n'y aurait donc pas de broyage.

Si, au contraire, le plateau est muni de cornières en saillies formant palettes, le corps est entraîné par la première cornière qu'il rencontre et participe de suite au mouvement du plateau, tout en subissant l'influence de la force centrifuge

la force centrifuge, qui varie à chaque instant et croît proportionnellement à la distance au centre, tandis que cette ligne droite, dirigée dans le sens de la force centrifuge, passant par un point fixe, est soumise à un mouvement uniforme de rotation. Le calcul (1) montre que la courbe parcourue par le corps sur un plateau est une spirale logarithmique dont l'équation est en coordonnées polaires :

$$\rho = \frac{a}{2} (e^{\alpha} + e^{-\alpha}) \quad (1)$$

ρ représente le rayon, allant du centre du plateau, pris pour origine, à un point quelconque de la courbe ;

α est l'angle fait par le rayon, avec sa position initiale ;

a est la distance du centre, à laquelle le corps est introduit sur le plateau ;

e est la base des logarithmes népériens.

On trouve que la vitesse réelle du corps, considéré à un temps quelconque, a pour expression :

$$V = \omega \sqrt{2\rho^2 - a^2} \quad (2)$$

ω étant la vitesse angulaire du mouvement de rotation du plateau.

Vitesse
à la sortie.

Mais ce qu'il importe de connaître, c'est la vitesse à l'extrémité de la cornière ; on l'obtiendra en faisant dans l'équation (2) $\rho = R$, R étant le rayon du cercle décrit par cette extrémité ; il vient dans ce cas :

$$V_1 = \omega \sqrt{2R^2 - a^2} \quad (3)$$

Le broyage de la matière dépend évidemment de cette vitesse, avec laquelle elle est lancée contre la paroi. A l'inspection de la formule, on voit qu'elle sera d'autant plus grande, que :

3° Que la matière sera introduite plus près du centre.

Remarquons que cette vitesse est indépendante de la masse de la matière à broyer, c'est ce qui explique le succès de l'appareil pour des matières très-légères, comme les pétales de roses, les coques végétales, etc...

Il ne faudrait pas croire cependant que le broyage soit indépendant de la masse du corps à broyer. Le broyage, en effet, résulte du choc de la matière sur la paroi et l'intensité de ce choc est représentée par la puissance vive, possédée par cette matière, elle est donc par conséquent, pour chaque morceau, proportionnelle à sa masse, en même temps qu'au carré de la vitesse avec laquelle il vient choquer la paroi fixe.

La construction de l'appareil satisfait à ces conditions données par la théorie. D'abord, les diamètres des plateaux ne sont pas les mêmes; ils vont en augmentant du 1^{er} au 3^{me}, de sorte que les matières, à mesure qu'elles sont plus broyées, et que par conséquent la masse des fragments diminue, rencontrent des palettes plus longues et sont projetées avec une plus grande vitesse. On peut, du reste, adopter sans inconvénient cette disposition qui diminue l'intervalle entre le plateau et l'enveloppe, puisque les matières étant de plus en plus ténues n'ont pas besoin d'un si grand espace pour passer d'un plateau sur l'autre.

M. Vapart avait même, à l'origine, exagéré la différence de diamètre des plateaux (Fig. 6). Il avait donné à son appareil une sorte d'enveloppe à redans qui permettait d'augmenter le diamètre progressivement et beaucoup plus que ne le permet l'enveloppe cylindrique. Cette disposition a été conservée pour des broyeurs de petites dimensions, construits par M. Menier, desti-

l'emploi de cornières dépassant le plateau de 0^m,2 à 0^m,03. Cet excès de longueur suffit pour augmenter la vitesse de projection sans réduire l'espace libre pour la chute des matières.

Direction
de la vitesse
de sortie.

Pour obtenir le maximum d'effet utile, il faut que le choc ait lieu sous une incidence normale. La direction des fragments, lorsqu'ils quittent le plateau, est celle de la résultante de la vitesse relative de translation et de la vitesse d'entraînement de rotation.

La vitesse relative de translation est dirigée suivant le rayon ; celle d'entraînement de rotation suivant la tangente au cercle. Si toutes deux étaient égales, la direction de la vitesse réelle serait à 45°. Mais la vitesse d'entraînement est un peu supérieure à celle de translation, et la direction réelle se rapproche un peu plus de la tangente au cercle que du rayon.

Les couronnes dentées, dont les faces sont inclinées à 45°, ont pour but de recevoir la matière à peu près normalement à leur surface et de multiplier en même temps les surfaces de choc.

Étant donné un broyeur et sa vitesse de rotation, il est facile de calculer la vitesse de projection par la formule :

$$V = \omega \sqrt{2R^2 - a^2}$$

Pour un plateau de 1^m, par exemple, une longueur de cornière de 0^m,25 et une vitesse de rotation de 500 tours à la minute, on a une vitesse de 34^m,600.

Pour un plateau de 1^m,50, une cornière de 0^m,50 et une vitesse de 500 tours, on obtient une vitesse de projection de 53^m,90.

On construit des broyeurs Vapart de plusieurs dimensions. Voici les renseignements que donnent sur eux les constructeurs de ces appareils :

Détails
de
construction.

N° du broyeur.	Diamètre extérieur de l'enveloppe.	Hauteur de l'enveloppe.	Force.	Prix.
1	1 ^m ,750	1 ^m ,25	15 à 18 chevaux	8000 fr.
2	1 ^m ,300	1 ^m ,06	10 à 12 »	5000 »
3	1 ^m ,170	0 ^m ,870	5 à 6 »	3000 »
4	0 ^m ,900	»	4 »	2000 »
5	0 ^m ,710	»	4 »	2000 »
6	0 ^m ,428	»	2 »	1000 »
7	0 ^m ,800	»	4 »	1500 »

L'appareil que nous possédons est le modèle n° 2 ; les dimensions que nous indiquons se rapportent à ce modèle. Du reste, les détails de construction sont les mêmes pour tous.

L'enveloppe en fonte a 30^m/^m d'épaisseur, 1^m,30 de diamètre intérieur et 1^m,06 de hauteur ; elle est renforcée par quatre nervures saillantes ; le fond est venu de fonte avec elle ; dans ce fond se trouve l'ouverture pour la sortie des matières broyées ; cet orifice doit être assez grand pour éviter l'accumulation des produits dans l'appareil, il peut varier de $\frac{1}{2}$ aux $\frac{2}{3}$ de la surface du fond.

L'enveloppe porte un rebord qui permet de boulonner le cylindre sur un cadre en charpente, porté par une fondation en maçonnerie. Les 2 portes de visite constituent une partie de l'enveloppe. Le couvercle est en deux pièces, il porte un ou plusieurs trous pour l'introduction des matières.

L'arbre est en fer, avec des portées sur lesquelles sont clavetés trois tourteaux en fonte. Son diamètre est de 90^m/^m au premier tourteau et de 110^m/^m au troisième.

Sur ces tourteaux en fonte sont boulonnés ou rivés les pla-

Le 1^{er} plateau a 0^m,960 de diamètre.

Le 2^e » 1,060 »

Le 3^e » 1,170 »

Les cornières sont en fonte, trempées en coquille; elles sont au nombre de 8 par plateau, 4 ont 0^m,20 de long et 4 ont 0^m,30; leur hauteur de saillie est de 0^m,07.

Elles sont disposées suivant les rayons.

Les ramasseurs fixés sous le dernier plateau sont des cornières de 0^m,25 de long qui dépassent le plateau de 0^m,05.

Toutes ces cornières sont rivées sur les plateaux; nous préférons les rivets aux boulons. Dans le cas des boulons, en effet, il faut mettre un contre-écrou et on a ainsi une saillie assez forte qui, choquée et frottée par les matières, s'use très-rapidement.

Si donc les boulons viennent à partir, une pièce comme la cornière, animée d'un mouvement de rotation très-rapide, briserait tout l'intérieur de l'appareil. Avec les rivets, on a moins à craindre cet accident; les têtes fort peu en saillie sont moins soumises à l'usure, mais le remplacement est plus difficile.

Les couronnes dentées sont en fonte coulée en coquille; chacune est composée de 8 pièces ou segments fixés à la paroi par 2 boulons.

Les cônes ou entonnoirs se composent également de 8 segments et sont boulonnés sur l'enveloppe au-dessous des couronnes dentées.

Il est essentiel de visiter souvent et de resserrer au besoin les boulons qui relient ces pièces à l'enveloppe, pour éviter qu'ils se détachent ou se cassent par les chocs et en leur tem-

L'extrémité inférieure de l'arbre est garnie d'une lentille d'acier légèrement creuse, qui repose sur un grain arrondi, en bronze phosphoreux, fixé au fond d'une boîte en fonte. (Fig. 7). Le haut de cette boîte forme presse-étoupe, et un courant d'eau coule dans l'intérieur.

L'eau n'a pas besoin d'être très-froide ; celle qui sort du condenseur d'une machine motrice suffit.

L'usure, avec le bronze phosphoreux, est très-faible, parait-il, et la valeur du grain est si minime que son remplacement n'entraîne pas de frais.

Une disposition analogue avec graissage à l'huile a été appliquée aux appareils construits en France ; l'insuffisance des surfaces frottantes a donné lieu à de nombreuses difficultés, qui n'ont disparu qu'en rendant la crapaudine solidaire de l'enveloppe du broyeur, et en augmentant beaucoup les surfaces baignées par l'huile.

Le pivot, dont nous donnons la description ci-dessous, fonctionne régulièrement à toutes les vitesses, et dépense peu d'huile. La crapaudine est une boîte en fonte, cylindrique, fermée à sa partie inférieure et garnie à sa partie supérieure d'une bague en bronze de 0^m,22 de hauteur et de 0^m,08 de diamètre. A l'intérieur de cette bague sont enlevées au tour 2 hélices de pas opposé ayant 8^m/^m de profondeur sur 40^m/^m de largeur.

Le fond de la crapaudine est garni d'un grain plat en acier, le bout de l'arbre porte aussi un grain plat de même métal.

L'arbre repose sur la crapaudine par l'intermédiaire de trois disques plats maintenus entre 4 guides verticaux. mais com-

porte, et lui communique un mouvement de rotation dont la vitesse est inférieure à celle de l'arbre ; elle sera de 800 tours par exemple ; ce disque entraînera à son tour le 2^m dont la vitesse sera ralentie et ainsi de suite jusqu'au dernier qui fera, je suppose, 400 tours.

D'après cela, au lieu d'avoir un arbre faisant 1.000 tours, reposant sur un pivot fixe, on aura un disque faisant 400 tours reposant sur ce pivot, et par suite moins de chance d'échauffement.

Le principe de ce système est donc de diminuer les vitesses relatives pour éviter l'échauffement (1).

Une porte, pratiquée au bas de la crapaudine, en face des disques, permet de visiter très-rapidement l'extrémité du pivot et de sortir les disques en soulevant l'arbre légèrement, sans démonter la crapaudine.

L'huile arrive, d'un réservoir supérieur, dans le bas de la crapaudine, est aspirée par les hélices de la bague en bronze, monte à la partie supérieure et redescend par deux rainures latérales qui font communiquer le haut et le bas.

Le support de la crapaudine est formé par une chaise à 4 bras, fixée sur le rebord de l'enveloppe du broyeur ; elle est alésée en son milieu, pour livrer passage à la crapaudine ; celle-ci, qui est tournée à l'extérieur et maintenue en place par des boulons, peut s'abaisser d'une seule pièce lorsqu'une réparation est nécessaire, et se trouve naturellement centrée.

Il importe que le pivot soit préservé des poussières prove-

dans les appareils construits en France et évitée dans ceux de l'étranger, est défectueuse. Il convient d'adopter une chaise solide, reliée à la partie supérieure de l'enveloppe, et garnie d'une bague en bronze d'une hauteur et d'un diamètre suffisants pour assurer un graissage parfait, malgré le tirage énergétique exercé par la courroie motrice et la vitesse de rotation.

L'emploi d'une graisse semi-fluide réussit bien.

L'installation a été faite, dans notre usine, pour le broyage des pyrites, des phosphates et des superphosphates. (Fig. 1 et 2, Pl. XV.) Installation.

Le sol de l'atelier où il est établi est surélevé de 1^m,55 ; le fond du broyeur est à 0^m,25 en contrebas de l'atelier et, par conséquent, à 1^m,30 au-dessus du terrain naturel à cet endroit.

L'enveloppe du broyeur est solidement boulonnée sur un cadre en charpente, formé de pièces de chêne de 22/22.

Ce cadre est relié, par des boulons de fondation, aux murs d'une fosse en maçonnerie de ciment qui règne sous le broyeur et est divisée en deux parties par une cloison en tôle. La partie de la fosse qui communique avec l'atelier permet de visiter le pivot ; l'autre reçoit les matières broyées.

Quand on broie de la pyrite, qui ne subit aucun tamisage, on l'enlève à la pelle et au râble de la fosse dont le fond se trouve au niveau du sol naturel, et on la roule au parc de dépôt.

Les substances qui doivent être tamisées au sortir du broyeur sont puisées dans la fosse par une chaîne à godets qui les monte aux appareils de classement, — toles percées de diverses grosseurs ou tamis tournant, suivant la nature de la matière et la finesse à obtenir ; les refus sont ramenés au broyeur et s'y mélangent avec des matières neuves.

L'appareil constitue un véritable broyeur à sec, qui broie

le séjour de l'atelier très-pénible. Pour éviter ce double inconvénient, on fait communiquer la fosse de sortie, par un tuyau de section convenable, avec une chambre à poussières, de capacité considérable, située dans les combles de l'atelier. L'air y perd sa vitesse et y dépose ses poussières que l'on peut recueillir. En disposant convenablement le diamètre et la hauteur du tuyau de sortie, ainsi que les dimensions de la chambre à poussières, on peut faire un classement assez complet pour supprimer l'emploi des tamis, lorsqu'on ne veut obtenir que des poudres très-fines.

Force
dépensée.

Les chiffres ci-dessous indiquent la vitesse de rotation, la consommation de force et la quantité de produits correspondant au travail d'un broyeur n° 2 dans diverses circonstances :

Matière broyée.	Force employée.	Tours de l'appareil.	Produit par heure.
L'appareil à vide.....	5 chevaux.	520	»
Id. id.	6 »	692	»
Pyrites	14 »	520	10000* au tamis n° 3.
Phosphate de curaçao..	18 »	935	400* au tamis 110.
Phosphate de cacérès..	18 »	935	1000* au tamis 110.
Superphosphate sec....	13 »	692	2000* au tamis n° 3.
Calcaire carbonifère très-dur.....	13 »	692	3000* au tamis n° 10

Le grand avantage de l'appareil est de faire beaucoup plus de travail que les autres machines du même genre avec la même force motrice. Les frais de son installation sont assez restreints, et il procure, en outre, une économie d'espace et de main-d'œuvre.

Les parties qui reçoivent le choc sont immobiles et peuvent, par conséquent, être faites fortes et rigides ; les parties mobiles

Enfin, l'appareil permet le broyage simultané de matières diverses, et agit comme mélangeur, ce qui est un avantage pour certaines fabrications, telles que celle des produits réfractaires et pour la préparation des minerais de zinc avec le charbon.

Il convient parfaitement pour les matières dures, telles que quartz, pyrite, blende, émeri, calcaire. Mais il laisse à désirer pour les matières molles qui ne peuvent glisser sur les cônes, se collent sur les parois et les plateaux et remplissent l'appareil qui a besoin alors d'être fréquemment nettoyé.

Pour obvier à cet inconvénient, on peut enlever les couronnes dentées qui offrent de la prise à l'agglomération de la matière, et l'espace intérieur qui se trouve élargi se remplit moins vite.

Il nous est arrivé de ne pouvoir broyer de la pyrite imprégnée d'eau, qui avait séjourné quelque temps sous la neige. La pyrite broyée restait toute sur le 1^{er} et le 2^{me} plateau, et le broyeur était calé au bout de dix minutes.

La difficulté de marcher à une très-grande vitesse d'une manière continue ne nous fait pas considérer cet appareil comme en état de pulvériser, à bon marché, les matières très-dures que l'on veut obtenir en poudre très-fine.

Nous terminerons cette étude par l'exposé de quelques chiffres se rapportant au broyage de pyrites, et qui fixeront les idées.

Marchant à 520 tours par minute, l'appareil broie 10 tonnes de pyrites à l'heure. Il faut avoir soin de casser préalablement la pyrite en morceaux de 0^m.04 à 0^m.05 de diamètre.

Broyage
de pyrites.

<i>Report</i>	0,602 par tonne.
5° Charbon 540 ^k à 17 fr. $\%$	0,079
6° Graissage et machiniste	0,049
7° Entretien.	0,100

Concassage et broyage. . . 0^f,830 par tonne.

La pyrite venant directement par wagon, on la roulait de suite à l'appareil. Le roulage de la pyrite broyée aux parcs de dépôt donne lieu à une dépense qui varie avec la distance.

La finesse de la pyrite broyée est telle que 90 p. $\%$ passent à la claie n° 4.

En ne concassant pas la pyrite, on s'exposerait à briser les pièces intérieures de l'appareil. Le prix de ce cassage varie ; en le faisant au fur et à mesure du déchargement des wagons, on paie 0^f,30 ; il faut aller à 0^f,40 et même 0^f,45 quand il se fait sur un stock, car l'ouvrier casseur est obligé de déblayer en même temps.

Aux mines de pyrites de la C^{ie} de Saint-Gobain, à Sourcieux, un appareil n° 2, mû par une machine de 18 chevaux sans condensation et faisant 450 tours à la minute, donnait régulièrement 14 à 15 tonnes de pyrite broyée à l'heure.

Plus tard, on attela sur la machine d'autres appareils qui ont pris de la force, et la production est tombée à 10 tonnes à l'heure.

Cette production a donné lieu aux frais suivants comme moyenne de 1879 :

Portage, concassage, alimentation du broyeur . . . 0^f 150 la tonne

<i>Report.</i>	0,358 la tonne.
Cornières, id.	0,086
Couronnes dentées, id.	0,022
Cônes, id.	0,006
Boulons divers	0,010
Main-d'œuvre du changement des pièces . .	0,060
Entretien de la machine et des outils	0,170
Total.	0^f,712 la tonne.

L'usure des garnitures intérieures est la suivante :

Une garniture de 3 plateaux en tôle n° 3, pesant 20 kil., produit 3.000 tonnes.

Une garniture de 26 cornières en fonte moulée en coquille, pesant 160 kil., produit 754 tonnes.

Une garniture de trois couronnes dentées, pesant 480 kil., produit 1.000 tonnes.

Une garniture de 3 cônes, pesant 392 kil., produit 4.200 tonnes.

La durée de ces pièces varie surtout avec les causes suivantes :

1° Le degré d'humidité des minerais à broyer.

2° La régularité de l'introduction dans l'appareil et celle de la grosseur des morceaux.

Si le minerai est très-sec, l'usure est minime ; s'il est mouillé, elle peut être quintuplée.

Le jetage à la pelle et le cassage à la main entraînent des irrégularités qui fatiguent l'appareil.

NOTE.

Faisons abstraction de la résistance de l'air et du frottement. L'air suivra le même chemin que le corps et ne pourra, avec une vitesse plus grande, dès lors, qu'activer le mouvement; le frottement au contraire agira en sens inverse. La courbe AM diffère donc peu de la courbe véritable.

Soient : a la distance du point A au centre O du plateau;

R le rayon extrême de celui-ci;

ω la vitesse angulaire du mouvement de rotation;

ρ la distance au centre du corps en B à un instant quelconque de sa course;

α l'angle fait par le rayon OB avec la position initiale OC ;

L'équation du mouvement suivant le rayon sera :

$$m \frac{d^2 \rho}{dt^2} = m \omega^2 \rho,$$

$$\text{ou : } \frac{d^2 \rho}{dt^2} = \omega^2 \rho,$$

d'où multipliant par $2 \frac{d\rho}{dt}$ pour intégrer, et intégrant :

$$\left(\frac{d\rho}{dt} \right)^2 = \omega^2 \rho^2 + C$$

Pour déterminer la constante C , remarquons qu'à l'origine du mouvement, pour $t = 0$, on a $\frac{d\rho}{dt} = 0$ ou $v_0 = 0$, et $\rho = a$.

D'où l'on déduit $C = \omega^2 a^2$, et par conséquent éliminant la constante :

$$\left(\frac{d\rho}{dt} \right)^2 = \omega^2 (\rho^2 - a^2),$$

$$\text{ce qui donne : } \frac{d\rho}{dt} = v = \omega \sqrt{\rho^2 - a^2}.$$

Mettons sous la forme :

$$\frac{d\rho}{\sqrt{\rho^2 - a^2}} = \omega dt,$$

et intégrons de nouveau; il vient en tenant compte des circonstances initiales :

$$\log. \text{ nep. } \frac{\rho + \sqrt{\rho^2 - a^2}}{a} = \omega t.$$

On tire de là :

$$\rho + \sqrt{\rho^2 - a^2} = a e^{\omega t}$$

$$\rho = \frac{a}{2} (e^{\omega t} + e^{-\omega t})$$

$$\text{Or :} \quad \alpha = \omega t$$

Donc l'équation de la course est :

$$\rho = \frac{a}{2} (e^{\alpha} + e^{-\alpha})$$

Cette équation représente une spirale logarithmique.

La vitesse réelle du corps à un moment quelconque est la résultante de la vitesse du mouvement de translation

$v = \omega \sqrt{\rho^2 - a^2}$, et de la vitesse du mouvement de rotation $v_1 = \omega \rho$.

On a ainsi :

$$V^2 = v^2 + v_1^2 = \omega^2 (\rho^2 - a^2) + \omega^2 \rho^2,$$

$$\text{d'où :} \quad V = \omega \sqrt{2\rho^2 - a^2}.$$

La vitesse à l'extrémité de la cornière s'obtient en faisant $\rho = R$:

$$V_1 = \omega \sqrt{2R^2 - a^2}.$$

La tangente à la courbe, en désignant par φ l'angle qu'elle fait avec le rayon passant au même point, est :

$$\operatorname{tg} \varphi = \rho \frac{d\alpha}{d\rho} = \frac{e^{\alpha} + e^{-\alpha}}{e^{\alpha} - e^{-\alpha}}$$

Au point M, à l'extrémité de la palette, la direction de cette tangente est donnée par la résultante des vitesses de translation et de rotation qui ont pour expression :

$v = \omega \sqrt{R^2 - a^2}$ dirigée suivant le rayon ;

$v_1 = \omega R$ dirigée suivant la tangente au cercle ;

$$\text{ce qui donne :} \quad \operatorname{tg} \varphi_1 = \frac{R}{\sqrt{R^2 - a^2}}.$$

Montluçon, le 14 mars 1880.

SITUATION ÉCONOMIQUE

DE L'EXPLOITATION DES MINES DES DIVERS BASSINS HOUILLERS
D'ANGLETERRE, DE BELGIQUE, DE FRANCE
ET D'ALLEMAGNE,

Par M. HANSLACHER, ingénieur au Corps des mines de Prusse.

Traduction par M. LAIGNEAUX.

Depuis plusieurs années déjà, M. Vuillemin, ingénieur-directeur de la concession houillère d'Aniche, département du Nord (France), publie des tableaux autographiés (Douai, imprimerie P. Dutilleux), donnant des renseignements statistiques du plus haut intérêt, puisés pour la plupart aux sources officielles, sur la production et l'exploitation des mines du Nord de la France, de Belgique et d'une partie de l'Angleterre. Il serait à souhaiter, dans l'intérêt de notre industrie houillère du Rhin et de la Westphalie, que ces tableaux si éminemment pratiques fussent plus connus et suivis avec soin dans nos cercles industriels allemands, d'abord pour procurer des notions exactes et utiles sur la situation de l'industrie voisine et rivale, ensuite pour provoquer la comparaison avec notre propre situation et peut-être l'établissement d'une statistique économique sur l'exploitation houillère sous une forme aussi utile et aussi commode, et qui malheureusement n'existe pas encore chez nous, malgré toutes les statistiques de l'Empire et des États particuliers.

Nous espérons être agréable aux lecteurs de cette feuille en

houiller de Durham (au sud de la Tyne) et Northumberland (nord de la Tyne).

	DURHAM.			NORTHUMBERLAND.		
	1871	1873	1876	1871	1873	1876
..... tonnes	22.731.500	25.556.834	25.685.183	6.560.000	6.755.796	6.568.911
riers :						
.....	20.667	29.767	29.592	8.200	10.848	10.235
au fond	20.791	31.483	31.499	6.071	9.815	9.261
.....	12.609	15.634	16.001	3.694	4.691	4.507
.....	56.067	76.884	77.092	17.965	25.354	24.003
nnuel :						
e..... tonnes	1.099	858	868	800	623	641
mineur inclus).....	548	417	420	459	327	337
il	416	333	393	365	268	273
annuel :						
lle.....	1532,80	1726,25	1580,00	1672,50	1886,25	1707,50
fond.....	1126,25	1347,50	1231,25	988,75	1432,50	1135,00
.....	1082,50	1563,75	1412,50	1101,25	1685,00	1238,75
al.....	1265,00	1537,50	1402,50	1325,00	1660,00	1397,50
par tonne.....	6,52	8,78	7,36	6,75	9,67	8,21
at en main-d'œuvre par tonne :						
.....	1,41	2,01	1,82	2,08	2,97	2,66
rtiers au fond.....	1,02	1,66	1,51	0,93	2,07	1,60
lu jour.....	0,60	0,95	0,87	0,68	1,17	0,85
.....	3,03	4,62	4,20	3,64	6,21	5,11

Le bassin houiller de Durham et Northumberland est non-seulement le plus puissant et le plus productif de toute la Grande-Bretagne, mais encore celui dont la concurrence pour l'industrie houillère de la Westphalie est le plus à considérer. Avec un nombre d'ouvriers qui ne dépasse que de 20 p. % environ celui du district de l'*Oberbergamt* de Dortmund, il a une production de houille presque égale à celle de toute la Prusse. Les conditions excessivement favorables du gisement, jointes à l'aptitude incontestable du personnel anglais, permettent d'arriver dans le Durham et le Northumberland à un rendement relatif qui ne peut être atteint dans aucun autre bassin du monde. Ce rendement est largement double de ceux des districts houillers français ou belges, et, en temps normal, presque double de ceux des bassins de la Sarre et de la Ruhr.

Le nombre total des ouvriers de Durham et Northumberland a augmenté en 4 années, de 1871 à 1875, de 30.206 ou 42 p. %, soit 10 p. % par année. Aucun autre district houiller n'est assurément dans une position aussi avantageuse pour le recrutement facile de ses ouvriers.

Mais la production n'a pas augmenté en proportion du nombre d'ouvriers. On remarque, au contraire, une diminution assez sérieuse du rendement de l'ouvrier, coïncidant avec la hausse des salaires. Ces deux faits sont simplement la conséquence de plusieurs grèves d'ouvriers. Par suite de ces dernières, il y a eu 3 augmentations générales de salaires dont une de 20 p. % en février 1872, une de 15 p. % en juillet, même année, et enfin une également de 15 p. % en février 1873, de sorte que l'augmentation totale a été de 50 p. %.

7,5 p. % en août 1877, ce qui égale une moyenne de 48,5 p. %. Les salaires ont donc pu être ramenés sensiblement au même taux qu'au commencement de 1871, et le mineur proprement dit gagne en moyenne de 6^f,25 à 6^f,87 par jour.

Le prix de revient de la tonne de houille, d'après les résultats de plusieurs mines importantes, exploitées dans des conditions normales et présentant la situation moyenne du bassin anglais du Nord, a été vers le milieu de l'année 1877, le suivant :

	Durham.	Northumberland.
Main-d'œuvre.....	4 ^f ,19	5 ^f ,10
Consommation.....	1,21	1,09
Redevances (<i>royalty</i>).....	0,57	0,60
Impôts et autres frais généraux...	0,19	0,22
Total.....	6 ^f ,16	7 ^f ,01

Non compris les frais de premier établissement.

HAINAUT (Mons, Charleroi, Centre).							LIÈGE			
1869	1874	1872	1873	1874	1875	1876	1871	1874	1875	1876
Production..... tonnes	9.840.330	11.616.164	11.832.983	10.698.430	10.968.478	10.486.660	3.345.337	3.530.775	3.551.794	3.387.943
Nombre d'ouvriers :										
Au fond	33.463	36.464	60.972	64.333	64.467	60.032	47.396	20.644	20.714	20.464
Au jour	43.979	46.244	48.354	48.530	49.462	48.995	4.662	5.375	5.715	5.362
Total	67.660	69.707	79.326	80.075	80.629	79.047	22.058	26.016	26.429	26.723
Production annuelle :										
Par ouvrier au fond.....	490	488	206	474	478	174	492	171	171	467
Par ouvrier en général.....	445	444	437	433	436	433	432	436	434	434
Par ouvrier en général.....	837,50	830,00	4050,00	4198,00	4178,75	4038,00	327,30	4175,75	4425,50	4035,00
Salaires annuels moyen par ouvrier	10,77	11,49	13,65	16,87	18,80	13,84	10,62	16,09	14,25	13,00
Prix de vente moyen par tonne.	5,77	5,90	6,66	3,93	8,67	7,80	.	8,65	8,35	7,91
Main-d'œuvre ..	3,44	3,35	3,79	4,99	4,27	3,90	.	.	.	.
Prix de revient de moyen	4,27	0,98	0,92	2,04	1,93	4,81	.	5,34	5,00	4,79
Frais divers.....										
Frais extraordinaires.....										
Total.....	40,48	40,43	44,37	45,45	44,86	43,54	9,52	44,19	43,35	42,70

La Belgique possède encore, en dehors des provinces du Hainaut et de Liège relatées ci-dessus, des mines dans la province de Namur; mais leur production n'atteint pas un demi-million de tonnes et est sans influence sur les résultats généraux.

Le bassin houiller du Hainaut est divisé en trois districts, Mons, Charleroi et Centre. Le rendement de chaque district isolé a donné, en 1875 et 1876, les chiffres suivants :

	MONS.		CHARLEROI.		CENTRE.	
	1875	1876	1875	1876	1875	1876
Production. tonn.	3.890.120	3.728.960	3.842.700	3.597.700	3.235.355	3.100.000
Rendement annuel par ouvrier	126	123	140	139	145	138
Gain annuel moyen d'un ouvrier	1100 ^f ,00	966 ^f ,25	1186 ^f ,25	1047 ^f ,50	1278 ^f ,75	1112 ^f ,50
Prix de vente moyen par tonne..	16,32	13,97	15,06	13,52	16,04	14,00
Prix de revient par tonne.	15,22	13,51	14,22	13,22	15,34	13,80

Ces chiffres, ainsi que ceux du tableau général, sont extraits des rapports annuels des ingénieurs en chef des mines.

Le maximum de la production par ouvrier en général (fond et jour), dans le bassin du Hainaut comme dans celui de Liège, a été atteint en 1872. Si l'on ne tient pas compte de la hausse momentanée et insignifiante de 1875, on voit que ce rendement a constamment baissé depuis. Le même fait s'est produit en 1866, où le Hainaut a produit le chiffre exceptionnel de 152 tonnes par ouvrier et par an, pour redescendre à 138 tonnes dès 1867. Il faut considérer d'ailleurs qu'en Belgique le charbon consommé directement par la mine n'est pas compris dans la production, ce qui relève de 5 p. % le rendement réel de l'ouvrier, qui reste néanmoins d'un quart en dessous de celui de la Westphalie.

De 1869 à 1873, les salaires des ouvriers en Belgique se sont rapidement élevés de 75 p. %. Ils ont baissé continuellement à partir de 1874, mais sont cependant, en 1876, encore de 24 p. % plus élevés qu'en 1869. Dans la période décennale de 1867 à 1876, le salaire annuel moyen par ouvrier mineur a été dans toute la Belgique de 1.017^f,50; le prix de la journée du mineur en Belgique n'est plus que de 3^f,75 à 4^f,37.

Tandis que l'augmentation du prix moyen de vente du charbon, de 1869 à 1873, a dépassé 100 p. %, les prix de revient ne se sont élevés que d'environ 60 p. %. Mais cette dernière hausse a d'autant plus d'importance qu'elle s'est maintenue à moitié, de sorte qu'en 1876 les prix de vente et de revient se sont rapprochés d'une façon inquiétante. Il est à remarquer cependant qu'en Belgique les frais de 1^{er} établissement sont toujours compris comme extraordinaires dans les notes officielles des dépenses d'exploitation servant au calcul du revenu net pour l'établissement de l'impôt proportionnel.

Le revenu net, en général (c'est-à-dire le déficit des mines en perte étant déduit du profit des mines en bénéfice) qui, dans les mines du Hainaut, avait atteint pour la première fois, en 1866, le chiffre de 19.400.000 fr., est redescendu, en 1869, au chiffre de 8.000.000, puis remonté, en 1870, à 8.700.000; en 1871, à 10.500.000; en 1872, à 26.600.000, et, en 1873, à 65.400.000 de francs, plus de 11 fois le revenu de 1869, pour redescendre immédiatement à 16.400.000 en 1874; à 10.100.000 en 1875, et à 3.400.000 francs en 1876, c'est-à-dire de 40 p. % en moins qu'en 1869. Les mêmes résultats ont été obtenus dans le bassin de Liège, où le bénéfice net, en 1873, était monté à 27.400.000, puis redescendu à 6.700.000 en 1874, à 3.200.000 en 1875, et 1.000.000 en

Dans toute la Belgique, il y eut pendant les 10 années, de 1867 à 1876, sur une moyenne de 172 mines en activité, 110 avec un bénéfice moyen annuel de 28.638.930, tandis que les 62 autres ont subi une perte moyenne annuelle de 5,243,010 francs. Des 439 sièges de production existants, on peut admettre pour chacun au minimum un capital d'établissement moyen de 1.000.000 fr. qui n'a donc, dans les dix dernières années, 1867-1876, pas rapporté plus de 5 p. % par an. Pendant les 5 années 1868 à 1872, les intérêts étaient de 4 p. %, et dans la période décennale assez normale de 1861 à 1870, il n'y eut même que 3 p. % d'intérêt par an.

3. Bassins houillers du nord de la France.

(Nord et Pas-de-Calais).

	1869	1871	1872	1873	1874
Production .. tonnes	4.544.027	4.939.571	5.927.111	6.486.151	6.234.582
Nombre d'ouvriers :					
Au fond	"	"	"	29.199	31.225
Au jour	"	"	"	7.494	8.481
Total	28.518	30.406	33.087	36.693	39.706
Product. annuelle :					
Par ouvrier au fond.	"	"	"	222	199
Par ouvrier au jour...	159	162	179	176	156
Salaire annuel :					
Moyen par ouvrier...	827 ¹ ,50	842 ¹ ,50	1017 ¹ ,50	1117 ¹ ,50	1065 ¹ ,00
Prix moyen de vente par tonne	11,75	12,25	13,71	17,97	15,91
Prix de revient en main-d'œuvre	"	"	"	6,32	6,79

Les deux départements du Nord et du Pas-de-Calais entrent presque pour la même quantité dans la production du Nord de la France.

Pour les années 1875-1876 et le 1^{er} semestre 1877, la production a été :

	1875	1876	1 ^{er} semestre 1877
Nord..... tonnes	3.365.354	3.310.795	1.528.000
Pas-de-Calais	3.257.509	3.324.200	1.525.000
Total	6.622.863	6.634.995	3.053.000

Cette production fut atteinte par 46 sièges dans le Nord et par 40 dans le Pas-de-Calais.

La production et le salaire par ouvrier, le prix de vente et le prix de revient des années 1873 et 1874, ont été les suivants :

	NORD.		PAS-DE-CALAIS	
	1873	1874	1873	1874
Production annuelle :				
Par ouvrier au fond..... tonnes	234	208	209	191
Par ouvrier fond et jour.....	182	161	171	148
Salaire annuel moyen par ouvrier ..	1091 ^f ,25	1040 ^f ,00	1147 ^f ,50	1092 ^f ,50
Prix de vente moyen par tonne	17,02	18,11	19,10	18,09
Prix de revient en main-d'œuvre par tonne.....	5,99	6,47	6,69	7,14

La production par ouvrier a atteint son maximum en 1872, mais a constamment baissé depuis, et était même, en 1874, descendue en dessous de celle de 1869. En général, elle peut être considérée comme étant de 15 à 18 p. % en dessous de celle des bassins de la Sarre et de la Ruhr.

Le maximum du salaire annuel moyen d'un ouvrier a été atteint dans le Nord et le Pas-de-Calais en 1873 ; il ne dépassait celui de 1869 que de 25 p. %.

nalier moyen du mineur proprement dit a été de 5^f,50 à 6 fr., tandis que maintenant il est de 4^f,50 à 5 fr.

Les prix de vente qui, de 1869 à 1873, ont accusé une hausse de 53 p. %, c'est-à-dire à peu près la moitié de celles de Belgique, ont baissé aussi moins rapidement les années suivantes, et étaient en 1876, en moyenne, de 15^f,25 la tonne, c'est-à-dire encore 30 p. % plus élevés qu'en 1869.

De la production de houille totale du Nord de la France, il fut expédié, en 1876, 46 p. % par le chemin de fer, 26,4 p. % par canaux et le reste par les routes. Le Nord et le Pas-de-Calais sont en concurrence avec la Ruhr et la Sarre, uniquement sur le marché de Paris.

On admet que les frais d'établissement des mines du Nord de la France s'élèvent, en moyenne, de 3 ¹/₂ à 4 millions de francs pour une extraction annuelle de 100,000 tonnes.

II.

Si nous cherchons à comparer les données statistiques étrangères qui précèdent avec les chiffres correspondants des houillères de la Sarre et de la Westphalie, nous ne rencontrons aucune difficulté pour les premières, au moins pour les houillères fiscales, qui publient annuellement sous la forme authentique les renseignements en question. Quant à la Westphalie, nous sommes au contraire limités aux données officielles très-restreintes sur la production, sa valeur et le nombre d'ouvriers, et devons prendre les autres renseignements économiques dans les rapports administratifs de quelques grandes

4. Houillères royales de Sarrebruck.

	1869	1871	1872	1873	1874	1875	1876	1877
Production..... tonnes	3.444.895	3.203.969	4.137.800	4.268.620	4.229.786	4.481.839	4.467.777	4.395.232
Nombre d'ouvriers au fond.....	14.707	13.394	16.163	16.881	17.396	18.040	18.440	18.171
Nombre d'ouvriers au jour.....	3.268	3.062	3.374	3.681	4.041	4.056	4.100	3.866
Nombre d'ouvriers fond et jour....	17.975	16.456	19.537	20.562	21.437	22.096	22.540	22.037
Production annuelle :								
Par ouvrier du fond..... tonnes	234	239	256	253	243	248	242	242
Par ouvrier en général.....	192	195	212	208	197	203	198	195
Salaire annuel moyen d'un ouvrier.	925,00	1013,75	1150,00	1235,00	1263,75	1153,75	1086,25	1039,75
Prix de vente moyen par tonne....	9,82	11,51	14,06	21,05	18,80	13,91	12,16	10,52
Prix de revient :								
En main-d'œuvre par tonne.....	4,90	5,16	5,39	5,90	6,94	5,66	5,44	5,16

Les 9 grandes mines du fisc prussien dont les résultats sont donnés ci-dessus entrent, en prenant la moyenne des 3 dernières années, pour 88 p. % dans la production totale du bassin de la Sarre, qui est de 5 millions à 5.100.000 tonnes, tandis que les mines privées prussiennes participent pour 1,6 p. %, les mines bavaoises 2,8 p. % et celles du territoire lorrain pour 7,6 p. %.

La production par ouvrier des mines de Sarrebruck a atteint son maximum en 1872 et est revenue presque en 1877 à celle de 1871 ; mais, contrairement aux bassins de l'Angleterre, de Belgique et du Nord de la France, supérieure au rendement de 1869.

De 1869 jusqu'au commencement de 1874, les salaires des ouvriers se sont élevés de 38 p. %. Pendant la moitié de l'année 1874, cette hausse fut encore maintenue pour faire place ensuite à une baisse progressive telle qu'au commencement de 1878 les salaires étaient revenus au chiffre moyen de 1871, qui cependant dépasse encore largement de 9 p. % ceux de 1869. Le prix de revient en main-d'œuvre par tonne de houille, en 1877, est le même qu'en 1871. Dans les trois dernières années, les salaires journaliers étaient :

	1875	1876	1877
Journée du mineur	4 ^{fr} .57	4 ^{fr} .30	4 ^{fr} .16
Journée d'ouvrier en général	4,04	3,82	3,72
Moyenne annuelle des journées faites par un ouvrier.....	286,2	284,3	272,2

Le prix de vente moyen du tableau ci-dessus est celui

tion. De 1869 jusque 1873, il y eut dans les prix de vente une hausse de 114 p. $\%$; mais, par contre, en 1877, ils n'ont dépassé que de 7 p. $\%$ ceux de 1869.

Il est à noter que dans les prix de revient des mines de Sarrebruck, de même que ceux des houillères en Belgique, sont compris tous les travaux neufs. Les prix de revient généraux, c'est-à-dire salaires des ouvriers, matériel, construction et frais généraux, se sont élevés, de 1869 jusque 1874, environ de 45 p. $\%$, mais, depuis, ils descendent progressivement sans être revenus entièrement au bas-chiffre de 1869.

5. Administration supérieure des mines du district de Dortmund.

	1869	1871	1872	1873	1874	1875	1876
..... tonnes.	12.034.169	12.715.249	14.430.965	16.416.571	15.539.568	16.938.140	17.902.412
Fond	"	"	53.987	63.330	65.195	65.658	65.688
Jour	"	"	14.528	17.095	18.111	18.174	17.765
Total	53.336	64.186	68.515	80.425	83.306	83.832	83.453
reduction annuelle							
au fond	"	"	267	259	238	259	273
n général	226	198	211	204	187	203	215
production par tonne	6 ^r ,57	8 ^r ,86	10 ^r ,72	13 ^r ,72	13 ^r ,75	9 ^r ,15	7 ^r ,67

La production totale du district de l'*Oberbergamt* de Westphalie, de qui relèvent, outre le bassin de la Ruhr, les petits bassins de Ibbenbüren, Osnabrück et Minden, accuse, de 1869 à 1876, une hausse d'environ 49 p. % (contre 30 p. % dans le bassin de la Sarre), ainsi qu'une augmentation d'ouvriers de 56.5 p. % (contre 25 p. % dans le bassin de la Sarre).

La production par ouvrier a donc diminué en Westphalie et a atteint son maximum en 1874, où la production moyenne par ouvrier en général arrive à peine à 83 p. % de celle de 1869, tandis qu'en 1876 elle s'est relevée à 95 p. % de celle de 1869. La cause de cette diminution de la production par ouvrier peut être attribuée non-seulement à quelques grèves locales, mais principalement au grand nombre de nouvelles installations, comme aussi à cette circonstance que l'augmentation du personnel a dû s'effectuer surtout en attirant des bras étrangers, pour la plupart non exercés aux travaux des mines. D'ailleurs, en Westphalie, le rendement moyen par ouvrier a été, en 1876, de 50 p. % plus bas que dans le Nord de l'Angleterre, et, par contre, plus élevé que dans tous les bassins déjà mentionnés, et cela de 61 p. % en comparaison de celui de la Belgique, 30 p. % de celui du Nord de la France et 9 p. % de celui de la Sarre.

Les données officielles ci-dessus sur la valeur de la production ne présentent pas un point de comparaison réel pour les bassins houillers rivaux, parce qu'elles reposent sur des estimations ou des compromis faits à l'avance en vue de l'assise de l'impôt brut et nullement sur les prix de vente moyens, réellement atteints pendant l'année. Ces derniers ont été les

	Production approximative. tonnes.	1869	1871	1872	1873	1874	1875	1876
Société houillère de Cologne (district Fröhnhausen).	300.000	7,20	11,50	13,25	16,87	14,87	9,86	8,13
Pluto (Recklingshausen).....	275.000	»	»	»	21,81	19,46	10,51	8,86
Prosper (Oberhausen).....	275.000	7,20	11,02	12,62	17,05	16,60	9,99	8,07
Holland (Gelsenkirchen).....	250.000	»	»	12,71	18,75	18,55	11,42	9,92
Gelsenkirchen (Essen).....	600.000	»	»	»	18,98	16,62	11,94	10,19
Société anonyme des houillères de Harpen (B. A. G.) (Bochum).....	437.500	»	»	»	»	18,46	11,79	»
Puits Louise (Dortmund).....	312.500	»	»	16,21	18,75	10,71	8,10	»

En regard des prix de vente, les prix de revient ont subi des variations énormes, comme l'indiquent les exemples suivants :

	1869	1871	1872	1873	1874	1875	1876
Société houillère de Cologne.....	71,10	71,25	81,62	91,97	91,52	71,66	71,21
Pluto.....	7,45	»	11,97	14,61	13,99	9,00	7,60
Prosper.....	5,79	6,92	7,42	9,10	10,00	7,80	»
Holland.....	»	»	10,04	11,12	11,94	9,46	9,39
Gelsenkirchen (mine Rhein Elbe).....	»	»	»	»	7,19	6,11	5,95
» (mine Alma).....	»	»	»	»	9,01	8,27	8,07
Société houillère de Harpen.....	»	»	»	9,47	7,97	7,39	51,95
Puits Louise.....	»	»	»	9,24	8,81	8,01	»

Pour comparer ces prix de revient avec ceux de la Belgique et de Sarrebruck, il est à considérer que les frais de nouvelles constructions et ceux de grandes améliorations ne sont pas compris dans le prix de revient proprement dit en Westphalie.

Tandis que les prix moyens de vente de la houille, dans le bassin de la Ruhr, ont atteint, de 1869 à 1873, une hausse rapide de 130 p. % (bassin de la Sarre, 114), sont ensuite descendus rapidement, pour être en ce moment plus bas même que ceux de 1869, les prix de revient ont atteint leur maximum avec une hausse de 40 à 100 p. % en comparaison de 1869 (bassin de la Sarre, 45 p. %), et partiellement seulement en 1874 ; et malgré tous les efforts d'économie de la plupart des mines, il sera presque impossible de les ramener d'une manière stable à l'état de 1869. La situation économique peu avantageuse où est tombée de ce chef l'industrie houillère en Westphalie a été décrite dans notre publication.

Comme partie essentielle des prix de revient, les prix de main-d'œuvre ont en général, de 1869 jusqu'en 1874, accusé les mêmes mouvements de hausse et de baisse que les premiers.

D'après les relevés de l'administration supérieure des mines de Dortmund, le salaire par homme et par journée en général, dans différents districts, a été en moyenne :

	Nombre d'ouvriers occupés en 1873	1869	1871	1872	1873	1874	1875	1876
auf (Dortmund).....	1213	3,04	3,40	3,89	4,56	4,32	3,65	3,35
illère de Hamburg (Witten).....	794	2,79	3,30	3,52	3,89	3,96	3,40	3,29
ie (Bochum).....	1036	3,31	3,84	4,36	4,56	4,40	3,81	3,46
inghausen).....	1308	3,34	3,56	4,15	4,80	4,56	4,30	3,86
n (Gelsenkirchen).....	2080	3,50	3,94	4,80	5,02	4,54	4,26	4,07
senkirchen).....	1346	3,45	4,89	4,37	4,96	4,47	4,12	3,81
issen).....	1185	3,41	4,34	4,75	5,59	4,92	4,77	4,29
illère de Cologne (Prohnhausen).....	1389	3,15	3,52	4,07	4,82	4,22	4,00	3,70
ltendorf).....	685	2,87	3,60	4,00	4,52	3,97	3,40	2,97

On peut bien admettre que la hausse des salaires de 1869 jusque 1873-1874 a été en moyenne de 50 p. % dans le bassin de la Ruhr (50 p. % dans le Nord de l'Angleterre, 75 p. % en Belgique, 35 p. % dans le Nord de la France et 38 p. % dans le bassin de la Sarre). Elle a cependant, sauf quelques exceptions, disparu vers 1877, et même actuellement, dans beaucoup de mines de la Westphalie, le salaire des ouvriers est plus bas qu'en 1869.

Les salaires du mineur proprement dit ont été, dans la grande généralité, de 15 p. % environ plus élevés que les chiffres moyens inscrits ci-dessus pour tous les ouvriers en général. Par exemple, dans les mines de la Société houillère de Cologne, le salaire, par journée de mineur de 8 heures, est de 3^f,74 en 1869, 4^f,36 en 1871, 5^f,21 en 1872, 6^f,43 en 1873, 5^f,12 en 1874, 4^f,62 en 1875, 4^f,35 en 1876.

Dans le 1^{er} semestre de 1877, les salaires moyens par ouvrier et par poste aux mines ci-dessous ont été :

	Nombre d'ouvriers.	Mineurs et apprentis.	Ouvriers occupés au transport et aux réparations	Total des ouvriers et chefs.
Puits Glückauf	856	2 ^f ,69	2 ^f ,25	2 ^f ,69
Société houillère de Hambourg	820	2,75	2,81	2,81
Königsgrube	790	2,44	1,75	2,44
Pluto	1177	3,75	2,69	3,31
Consolidation	1752	3,50	2,94	3,44
Holland	1016	4,94	2,75	3,25
Zollverein	1412	3,75	3,25	3,62
Société houillère de Cologne	1055	3,19	2,37	3,00
Altendorf	624	2,94	2,31	2,75

Si l'on veut considérer le salaire moyen annuel d'un mineur, il faut remarquer qu'en Westphalie, lors des nombreuses

En outre, les différences entre les bases des salaires des plus anciens districts et ceux du Nord du bassin de la Ruhr sont si grandes que tous les calculs de moyenne n'ont tout au plus de valeur que pour une comparaison générale avec d'autres districts. Pour arriver néanmoins à des chiffres moyens d'une exactitude approchée et pouvant servir à une pareille comparaison, nous prenons comme base les salaires de la Société des mines de Cologne et obtenons (en admettant en général 288 journées par ouvrier et par an, c'est-à-dire sans tenir compte des journées supplémentaires ni des absences) un salaire annuel, par ouvrier en général, de 907^f,50 en 1869, 1.015 fr. en 1871, 1.390 fr. en 1873, 1.152^f,50 en 1875, 940 fr. en 1876, et enfin 822^f,50 en 1877. Comparé avec les autres bassins houillers, le gain annuel de 1876 est approximativement égal à 67 p. % de celui du Nord de l'Angleterre, 91 p. % de celui de Belgique, 88 p. % de celui du Nord de la France et 87 p. % de celui des mines de Sarrebruck.

ACTES ADMINISTRATIFS

DE LA SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

ASSEMBLÉE GÉNÉRALE ORDINAIRE DU 16 MAI 1880

Présidence de M. DEVILLAINÉ,
Vice-Président de la Société.

La séance est ouverte à 1 heure, dans l'Amphithéâtre de Mécanique, à l'Ecole des Mineurs.

Quarante-sept membres sont présents.

Avant la lecture du procès-verbal de la dernière Assemblée générale, il est procédé au dépouillement des votes adressés par correspondance pour la nomination du Président de la Société et le renouvellement partiel du Conseil d'administration.

A 2 heures, M. le Secrétaire général donne lecture du procès-verbal de l'Assemblée générale du 18 mai 1879, qui est adopté sans observation.

M. LE PRÉSIDENT prononce l'allocution suivante :

« MESSIEURS,

« Depuis plus d'une année, la santé de notre honorable et regretté Président, M. de Cizancourt, l'a obligé à quitter Saint-Etienne et la direction de la Société de l'Industrie minière à laquelle il a donné bien des preuves de sa sollicitude.

« L'intérim prolongé de la direction de l'Ecole des Mines, qui a suivi son départ, a longtemps permis à votre Conseil d'administration d'espérer le voir reprendre la présidence de ses réunions.

« La réception de la lettre, en date du 10 janvier dernier, par laquelle M. de Cizancourt nous a envoyé sa démission, a mis fin à cet espoir.

« Les sentiments que M. de Cizancourt exprime dans cette lettre s'adressent non-seulement au Conseil, mais aussi à tous les membres de la Société, c'est pour moi un devoir agréable de vous en donner lecture :

« Quiros, Asturies, 10 janvier 1880.

• *A MM. les Membres du Conseil d'administration de la Société de l'Industrie Minérale.*

• **MESSIEURS ET CHERS COLLÈGUES,**

• Mon éloignement prolongé de Saint-Etienne ne me permet plus de remplir, comme je le désirerais, mes obligations vis-à-vis de la Société, et j'ai l'honneur de remettre entre vos mains ma démission de Président de la Société de l'Industrie Minérale.

• Je ne quitte pas sans regrets des fonctions si honorables, rendues si agréables pour moi par la sympathie que vous et tous les membres de la Société m'avez si souvent témoignée. J'emporte la consolation de penser que le temps, pendant lequel nous avons uni nos communs efforts, a compté une série de jours heureux qui ont contribué à la prospérité de la Société et à la mise en lumière de sa valeur et des services qu'elle rend au pays tout entier. Je forme les vœux les plus sincères pour qu'elle ne cesse de grandir encore ; et j'ai la conviction que ces vœux seront accomplis, quand je pense au mérite et à l'activité des membres qui la composent et à la manière dont vous dirigez sa marche progressive.

• Je ne puis m'adresser à tous nos collègues pour les remercier comme je le devrais, et je vous prie de recevoir pour

« Vous savez tous, Messieurs, avec quel zèle et quels soins M. de Cizancourt a veillé et travaillé pendant 6 années environ à tout ce qu'il croyait utile à la prospérité de notre Société. C'est lui, notamment, qui a organisé et dirigé les Congrès régionaux qui ont beaucoup augmenté ses publications, le nombre de ses membres et la notoriété dont elle jouit dans le monde industriel.

« Votre Conseil d'administration ne doute pas que l'Assemblée générale s'associe aux témoignages de sympathie et de regrets qu'il a déjà envoyés à M. de Cizancourt, en lui votant publiquement des remerciements et l'expression des sentiments de reconnaissance des membres de la Société, pour tout ce qu'il a fait pour elle pendant sa présidence.

« La démission de notre Président était trop rapprochée de notre réunion annuelle ordinaire pour que votre Conseil ait jugé nécessaire de convoquer une Assemblée extraordinaire, afin de pourvoir à son remplacement.

« Les quatre livraisons du *Bulletin* qui ont paru en 1879 composent le tome VIII de la 2^{me} série, comprenant 1056 pages et un atlas de 27 planches.

« Le compte-rendu du Congrès de Paris a paru dans les 1^{re} et 2^{me} livraisons ; il a été suivi de deux communications importantes faites au Congrès : celle de M. Marsaut sur le lavage des houilles, et surtout celle de M. Fayolle sur les échauffements spontanés de la houille et les incendies de mine, qui a produit, à elle seule, la 3^{me} livraison.

« La 4^{me} livraison est composée, pour moitié, des notes

« Tous les matériaux du Congrès de Paris ont été classés dans le tome VIII, à l'exception cependant d'une note qui est sous presse, pour paraître dans la 1^{re} livraison du tome IX.

« Les mémoires reçus pour alimenter les publications des prochaines livraisons sont peu nombreux, et votre Conseil invite tous les sociétaires qui ont à traiter des questions intéressantes à lui en envoyer de nouveaux, en les assurant que leur publication ne se fera pas attendre.

« Les *Comptes-rendus mensuels* réunis des différents districts forment, cette année, l'équivalent d'un *Bulletin* de 299 pages, en petits caractères, avec 16 planches du format du texte.

« Parmi ces communications sur les questions de mine et de métallurgie, on a principalement remarqué de nombreux articles, pleins d'actualité et très-intéressants sur la déphosphorisation des fontes.

« Ces *Comptes-rendus* continuent, avec raison, à être considérés comme une des parties les plus intéressantes de nos publications et sont très-appréciés.

« Nous remercions les Comités de districts de leur précieux concours et nous serons heureux de le recevoir plus souvent et plus généralement de tous les districts.

« Les réunions mensuelles de Saint-Etienne ont lieu très-régulièrement, mais elles sont moins nombreuses qu'autrefois ; nous avons cependant la conviction que l'unité de direction qui leur sera donnée à nouveau par le Président de la Société leur rendra leur activité productive d'autrefois.

« La bibliothèque de notre Société reçoit régulièrement en échange du *Bulletin* 27 publications périodiques qui y restent à la disposition des membres de l'Industrie minière voulant

faites et n'acceptait que les publications qui nous intéressent directement et dont la valeur est réellement importante.

« Voici les titres de ces publications :

FRANCE. — *Bulletin de la Société des ingénieurs civils*,
Bulletin de la Société d'encouragement,
Bulletin de la Société des anciens élèves des écoles d'arts et métiers, à Paris,
Bulletin de la Société industrielle de Mulhouse,
Bulletin de la Société du Comité des forges de France,
Annales des mines,
Annales du Génie civil,
Annales industrielles,
Annales de la Société des Sciences, Arts et Belles-Lettres du département de la Loire.
Annales de la Société d'agriculture de Lyon,
Revue des Sociétés savantes,
Dalloz, Jurisprudence des mines.

BELGIQUE. — *Annales des travaux publics de Belgique*,
Revue universelle de Liège, de Cuyper,
Bulletin de la Société des anciens élèves de l'école d'industrie et des mines du Hainaut, à Mons,
Moniteur des intérêts matériels, à Bruxelles.

ESPAGNE. — *Revista minera*, à Madrid.

ANGLETERRE. — *Memoirs of the literary and philosophical Society of Manchester*,
Proceedings of the South Wales Institute of Engineers,
Iron the Journal of science metals and manufactures, London.

ALLEMAGNE. — *Zeitschrift für das Berg-Hütten und Salinenwesen, in Preussen*,
Zeitschrift des Vereines der deutscher Ingenieure,
Zeitschrift der deutschen geologischen Gesellschaft, à Berlin.

AUTRICHE. — *Jahrbuch der K. K. Montan Lehranstalten*, à Leoben,

Jahrbuch der K. K. Geologischen Reichsanstalt, à Vienne.

SUÈDE et NORWÈGE. — *Jern Kontorets Annaler*, à Stockholm.

AMÉRIQUE. — *American Institute of Mining Engineers*, Pensylvanie.

« Parmi les mémoires publiés cette année, vous avez tous remarqué spécialement celui de M. Fayol sur les échauffements de la houille ; c'est un véritable traité en la matière ; le Conseil, en décernant une médaille d'or à son auteur, a regretté de ne pouvoir faire mieux, mais il prie M. Fayol de recevoir, en outre, ses vives félicitations pour son remarquable et savant travail, et nous ne doutons pas, Messieurs, que vous ne vous associiez à ces félicitations.

« Nous avons encore un bien agréable devoir à remplir, c'est de rappeler ici les noms de nos collègues qui ont été, depuis un an, décorés de la Légion d'honneur, comme M. Euverte en a pris l'heureuse initiative l'année dernière.

« Pour réparer l'oubli bien involontaire que M. Euverte a fait dans son improvisation à ce sujet, je dois rappeler d'abord que cette distinction avait été accordée à la suite de l'Exposition de 1878 :

A MM. Simonin, nommé officier.

Jouguet, id. chevalier.

Et Barthe, id. id.

Pendant le dernier exercice, les deux membres qui ont reçu cette distinction si justement méritée font partie de votre Conseil d'administration, ce qui honore tout particulièrement notre Société.

« Vous avez tous applaudi, Messieurs, à la nomination de M. Meurgey, le professeur éminent à notre Ecole de Saint-Etienne, dont le zèle et le talent contribuent depuis longtemps à sa prospérité ; vous avez applaudi aussi à celle de M. Grand-

blement stationnaire à 1028

« Le *Bulletin* continue à être tiré à . . 1200 exemplaires
et les *Comptes-rendus mensuels* à 1300 id.
sans changement sur l'année dernière.

« Vous allez entendre sur notre situation financière le Rapport de la Commission de Comptabilité et celui de MM. les Censeurs, et nous sommes persuadés que vous les trouverez satisfaisants. »

Cette allocution a été fréquemment interrompue par de vives marques d'approbation et finalement très-applaudie.

M. le Président donne ensuite la parole à l'un de MM. les membres de la Commission de Comptabilité (1) pour présenter le Rapport de cette Commission au nom du Conseil d'administration.

« MESSIEURS,

« Nous avons à vous faire connaître la situation de la Société au 30 avril 1880, à la fin de la publication du tome VIII.

Recettes.

Cotisations des Sociétaires	26.489 ^f 45
Ventes aux libraires et aux auteurs.	1.492 70
Subvention de l'Etat	300 »
Intérêts du compte courant.	189 75
Total des recettes.	<u>28.471^f 90</u>

Dépenses.

Frais d'impression.	(<i>Bulletin</i> 9.382 ^f 70)	12.405 ^f 80
	(<i>Comptes-rendus mensuels.</i> . . 3.023 10)	
Frais de gravure.	(<i>Bulletin</i> 8.495 10)	9.748 75
	(<i>Comptes-rendus mensuels.</i> . . 1.253 65)	
A reporter.		<u>22.154^f 55</u>

	<i>Report.</i> . . .	22.154' 55
Expédition	<i>Bulletin</i> 1.180 <i>Comptes-rendus mensuels.</i> . . . 600	1.780 .
Appointement, gratifications, etc.		2.700 .
Fournitures et dépenses diverses.		587 45
Frais de recouvrements.		937 55
Retours de traites.		1.022 65
2 médailles d'or.		420 .

Total des dépenses. 29.602' 20

Soit un excédant de dépenses de. 1.130' 30

Au 30 mai 1879, l'actif disponible de la Société était
de 32.229' 40

Le déficit de 1.130 30

le ramène au 30 avril 1880 à. 31.099' 10

Cette somme est représentée comme suit :

55 obligations du C ^{ln} de Lyon à Genève.	21.083' 60
Compte créditeur à la Société Stéphanoise.	8.975 90
En caisse chez le Secrétaire-trésorier	1.039 60

Total égal à l'actif ci-dessus indiqué. . . 31.099' 10

La diminution de 1,130' 30, dans l'actif social, est purement apparente et doit être expliquée.

Il faut remarquer tout d'abord que le total de 29.602' 20 comprend non-seulement toutes les dépenses relatives à la

Si vous vous reportez au compte-rendu arrêté au 30 avril 1879, vous trouverez qu'en effet il était indiqué qu'il restait à payer à cette date, sur les frais de publication du tome VII, une somme de 3.374^f 85. Le règlement définitif a donné une somme un peu plus élevée que celle prévue. Toujours est-il qu'il a été payé en 1880, une somme de 3.912^f,35 dont le paiement aurait dû être effectué en 1879.

D'un autre côté, au 30 avril 1880, le recouvrement des cotisations est absolument à jour. Il existe 52 cotisations en retard, dont 10 à peu près irrécouvrables et 35 sont en avance.

On peut donc dire que, sous ce rapport, c'est l'équilibre à peu près aussi complet qu'on puisse le désirer.

Mais, nous vous faisons savoir, au 30 avril 1879, qu'il existait une avance de 4.655 fr. dans le recouvrement des cotisations, avance qui a complètement disparu au 30 avril 1880, ainsi que cela vient de vous être expliqué.

La situation de l'exercice 1879 se trouve donc profondément modifiée par les deux causes que nous venons de vous exposer, et l'on peut la rétablir ainsi :

Cotisations perçues en 1878 appartenant à l'exercice 1879	4.655 ^f .
Dépenses payées en 1879 appartenant à l'exercice 1878.	3.912 35
Total.	8.567 ^f 35

A déduire :

Excédant de dépenses au 30 avril 1880. . . .	1.130 30
Reste en excédant de recettes pour l'exercice 1879.	7.437 ^f 05

Il est utile de faire remarquer que l'intérêt du capital disponible figure à l'actif pour une somme de 189^f 75 seulement. Cela tient à ce fait que les 55 obligations du Lyon-Genève achetées ne sont pas encore rentrées entre les mains de la Société et que les arrérages n'ont pas été encaissés. Nous trou-

verons là un petit supplément de recettes pour l'exercice actuellement en cours.

Il résulte très-évidemment de la situation qui vient de vous être exposée, que l'augmentation de la cotisation décidée à l'Assemblée générale de 1878 a fait sentir son influence pendant l'exercice dont nous vous rendons compte aujourd'hui; il est, en effet, bien certain que si cette augmentation n'avait pas été décidée, nous aurions aujourd'hui 6.000 fr. de moins en caisse, et notre avoir social serait réduit à 24.000 fr. environ, c'est-à-dire à ce qu'il était au 30 avril 1878.

Il faut bien constater, d'ailleurs, que l'actif social de la Société est encore bien modeste si l'on considère l'importance de cette Société et le nombre très-grand des membres qui la composent.

Il pourrait se présenter un certain nombre d'éventualités dans lesquelles la Société aurait besoin de posséder un capital plus important, et l'augmentation de l'actif social est un but que nous devons poursuivre sans relâche.

Il faut bien remarquer, d'ailleurs, que l'augmentation de la cotisation a coïncidé avec l'envoi des *Comptes-rendus mensuels* à tous les membres de la Société.

Or, la publication de ces *Comptes-rendus* a occasionné à la Société, en 1879, une dépense dont voici approximativement le détail :

Frais d'impression	3.023' 10
Frais de gravure	1.253 65
Frais d'expédition	600 »
Total.	<u>4.876' 75</u>

Il est incontestable que si cette somme de 4.876' 75 ne constitue pas la Société en perte, elle représente une aggravation de dépenses qui vient en déduction de la plus-value

telle est la conclusion pratique de cet examen de notre situation financière.

Vous avez vu, Messieurs, que la situation est complètement apurée au 30 avril 1880, que les cotisations sont à jour, toutes les dépenses payées ; la régularité est donc complète sous tous les rapports, et il faut en reporter l'honneur à M. le Secrétaire-Trésorier.

Vous vous associez, Messieurs, aux félicitations que nous nous plaisons à lui adresser au nom du Conseil d'administration de la Société. »

M. Girard a ensuite la parole pour présenter le Rapport des Censeurs nommés par la dernière Assemblée générale (1) sur la comptabilité de la Société :

« MESSIEURS,

« En vertu des pouvoirs que vous avez bien voulu nous confier, nous avons procédé à la vérification des comptes relatifs à l'exercice 1879-1880, en nous référant au Rapport de votre Commission de Comptabilité.

Nous avons constaté que le fonds social arrêté au 30 avril dernier s'élève bien à la somme de 31.099^f,10, ainsi composée :

1° 55 obligations du C ^{ie} de Lyon à Genève au prix de 383 ^f ,34.	21.083 ^f 60
2° Fonds en dépôt à la Société stéphanoise	8.975 90
3° Espèces en caisse	1.039 60
Total.	<u>31.099^f 10</u>

1° Cotisations recouvrées	26.489' 45
2° Recettes diverses.	1.982 45
Total.	28.471' 90
et que les dépenses se sont élevées à.	29.602 20

Soit un excédant de dépenses sur les recettes
de 1.130' 30

Nous avons constaté en même temps avec satisfaction que la situation de la Société améliorée par l'élévation de la cotisation annuelle avait permis de liquider le passé et faisait espérer dans l'avenir des excédants importants qui viendront en augmentation du capital social.

Nous nous joignons, en conséquence, Messieurs, aux conclusions de votre Commission de Comptabilité et nous vous proposons l'approbation des comptes qui vous sont présentés. »

Personne ne présentant d'observations sur les deux Rapports qui viennent d'être lus, l'Assemblée, consultée, approuve à l'unanimité les comptes de la Société.

L'ordre du jour appelle la nomination de 2 censeurs pour l'année 1880.

L'Assemblée nomme par acclamation MM. Vier et Girard, censeurs sortants.

M. le Président communique à l'Assemblée le résultat du dépouillement des votes pour la nomination du Président et le renouvellement partiel du Conseil d'administration.

246 bulletins de vote ont été déposés (214 envoyés par correspondance, 32 remis par des membres présents) ; 4 de ces bulletins sont nuls ; reste 242.

M. Castel, ingénieur en chef au Corps des mines, directeur actuel de l'Ecole des Mineurs de Saint-Etienne, est nommé

La Société avait à pourvoir à la nomination de sept membres du Conseil, non compris M. de Cizancourt, Président de la Société, par suite de la sortie par renouvellement triennal de :

MM. ALLIMAND,
BAROULIER,
CHANSSELLE,
DESBIEF,
PINEL,
POURCEL,
WÉRY.

Les votes se répartissent ainsi :

MM. POURCEL	239 voix.
CHANSSELLE	238
DESBIEF	238
PINEL	237
WÉRY	237
ALLIMAND	236
BAROULIER	229
BUISSON aîné	10
BRUSTLEIN	3
Etc., etc.	

M. le Président proclame, en conséquence, membres du Conseil :

MM. ALLIMAND,
BAROULIER,
CHANSSELLE,
DESBIEF,
PINEL,
POURCEL,
WÉRY.

Aucun des membres sortants ne faisait partie du Bureau du Conseil

Administrateurs honoraires :

- MM. GRUNER**, inspecteur général au Corps des mines, Fondateur de la Société, son Président d'honneur,
JANICOT, ancien directeur de la C^{ie} des mines du Montcel-Sorbiers et de la C^{ie} des Forges et Aciéries de Saint-Etienne, Fondateur de la Société,
LAN, ingénieur en chef au Corps des mines, professeur de métallurgie à l'Ecole des mines de Paris, ingénieur attaché au Conseil de la C^{ie} de Châtillon et Commentry.
BAURE, ingénieur-directeur des houillères de Doyet, Bézenet et les Ferrières, à Bézenet (Allier).

Président de la Société :

- M. CASTEL**, ingénieur en chef au Corps des mines, directeur de l'Ecole des mineurs de Saint-Etienne.

Vice-Présidents :

- MM. DEVILLAINE**, ingénieur principal de la C^{ie} des houillères de Montrambert et la Béraudière.
EUVERTE, directeur des usines de Terrenoire, C^{ie} des Fonderies, Forges et Aciéries de Terrenoire, La Voulte et Bessèges,
EVRAUD (Max.), ingénieur, à Saint-Etienne.
LESEURE, ingénieur en chef au Corps des mines, directeur de la C^{ie} des Fonderies et Forges de l'Horme.

Secrétaire général :

- M. MEURGEY**, ingénieur au Corps des mines, professeur de mécanique et construction à l'Ecole des mineurs de Saint-Etienne.

Secrétaire :

- M. N.....**

Trésorier - Archiviste :

MM. CARVÈS, ingénieur, gérant de la Société de carbonisation du Marais, à Saint-Etienne.

CHANSSELLE, ingénieur principal de la Société des houillères de Saint-Etienne.

CLAIR, constructeur-mécanicien, à Saint-Etienne.

COIGNET, ingénieur, à Lyon.

CROZET, ingénieur-directeur des Ateliers de construction Fourneyron, au Chambon.

DESBIEF, directeur de la mine de Montaud, à Saint-Etienne.

MIRC, ingénieur principal de la C^e des mines de Roche-la-Molière et Firminy.

PINEL, ingénieur principal de la C^e des houillères de Montrambert et la Béraudière.

PION, sous-gérant de la Société des forges et aciéries de la Marine et des Chemins de fer, à Saint-Chamond.

POURCEL, ingénieur, chef de service des Hauts-Fourneaux et Aciéries de Terrenoire.

VIAL, ingénieur-directeur de la C^e des mines de la Péronnière.

VILLIERS, ingénieur-directeur de la Société des houillères de Saint-Etienne.

WÉRY, ingénieur-directeur des houillères de la Chazotte.

Les Censeurs pour l'année 1878 sont :

MM. VIER, ancien avoué, secrétaire du Comité des houillères de la Loire,

GIRARD, chef de la comptabilité de la C^e anonyme des houillères de Saint-Etienne.

L'ordre du jour étant épuisé, et personne n'ayant demandé la parole sur une question nouvelle, M. le Président va lever la séance lorsqu'un membre propose à l'Assemblée de voter par acclamation des remerciements à M. Devillaine qui vient de faire l'intérim de la Présidence de la Société pendant plus d'une année. Cette proposition est acceptée avec un vif empres-

sement et la séance est levée à 4 heures $\frac{1}{4}$ au milieu des applaudissements qu'elle a amenés.

EXTRAITS DES PROCÈS-VERBAUX
DES SÉANCES DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

Séance du 13 juillet 1880.

Présents : MM. Castel, président, Carvès, Chansselle, Devillaine, Grand'Eury, Meurgey, et Wéry. — S'excusent ou sont empêchés : MM. Clair, Coignet, Desbief, Evrard, Leseure, Mirc, Pinel, Pion et Pourcel.

Huit nouveaux membres présentés sont admis; 1 membre est démissionnaire et 3 sont décédés depuis la dernière réunion.

Expédition des affaires courantes, dépouillement de la correspondance, composition du *Bulletin*.

Proposition relative à la création à Saint-Etienne, d'un Musée industriel minier et métallurgique, avec exposition permanente des procédés, appareils et produits nouveaux.

LISTE

DES

PUBLICATIONS REÇUES PAR LA SOCIÉTÉ

1° Publications périodiques

- Annales des Mines, tome XVI, 6^e liv. de 1879; tome XVII, 1^{re} et 2^e liv. de 1880.
- Annales de la Société de médecine de Saint-Etienne, tome VII, 3^e partie, année 1879.
- Annales de la Société d'Agriculture de la Loire, tome XXIII, année 1879.
- Annales de la Société d'Agriculture de Lyon, tome X de 1877 et tome 1^{er} de 1878.
- Annales du Génie civil, 6 liv., janvier, février, mars, avril mai et juin de 1880.
- Annales industrielles, 26 livr. du 1^{er} semestre et 5 du 2^e semestre 1880.
- Armengaud, publication industrielle, tome XXVI, 8 livr. de 1880.
- Bulletin du Comité des Forges de France, 6 livr. : nos 156, 157, 158, 159, 160 et 161.
- Bulletin de la Société d'Encouragement, livr. de décembre 1879 et 5 livr. de 1880 : janvier, février, mars, avril et mai.
- Bulletin mensuel de la Société des anciens élèves des Ecoles d'Arts et Métiers, 2 liv. : novembre et décembre 1879, et 5 livr. : janvier, février, mars, avril et mai 1880.
- Bulletin de la Société industrielle de Mulhouse, 1 livr. : novembre-décembre 1879, et 2 livr. : mars, avril-mai 1880.
- Journal des Savants, 6 livr. : janvier, février, mars, avril, mai et juin 1880.
- Jurisprudence générale, par Dalloz : 12^e cahier de 1879 et 1^{er}, 2^e, 3^e, 4^e et 5^e cahiers de 1880.
- Mémoires publiés par la Société des Ingénieurs civils, 1 livr. : novembre-décembre, 1879 et 6 livr. : janvier, février, mars, avril, mai et juin 1880.
- Résumé des séances de la Société des Ingénieurs civils, 13 liv.
- Revue des Sociétés savantes, 1 livr. du tome I et 3 livr. du tome II (7^e série).
- Revista minera. 28 numéros

- The Engineering and Mining Journal, 29 numéros.
 Moniteur des intérêts matériels, 31 numéros.
 Revue universelle des Mines et de la Métallurgie de Cuyper, 2 liv. :
 septembre-octobre et novembre-décembre 1879, et 2 liv. : janvier-
 février et mars-avril 1880
 Société des anciens élèves de Mons, tome XI, 1^{re}, 2^e et 3^e liv., avec
 les Statuts de la Société.
 Bulletin de l'Union des charbonnages, 3 liv. : Janvier-février, mars-
 avril et mai-juin 1880.
 Berg und Hüttenmännisches Jahrbuch Leoben, volume XXVIII.
 2 liv. de 1880.
 Jahrbuch der K. K. Geologischen Reichsanstalt, 1 liv. d'octobre-
 novembre-décembre 1879 et 1 liv. de janvier-février-mars 1880.
 Verhandlungen der K. K. Geologischen Reichsanstalt, 4 numéros de
 1879 et 5 numéros de 1880.
 Zeitschrift der deutschen geologischen Gesellschaft, 4^e liv. du tome
 XXXI et 1^{re} liv. du tome XXXII.
 Zeitschrift für das Berg-Hütten und Salinen-Wesen 1 liv. de
 statistique, 3^e liv. du tome XXVII et 1^{re}, 2^e et 3^e liv. du tome
 XXVIII.
 Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure, 4 liv. : janvier,
 février-mars, avril-mai et juin juillet 1880 avec les Statuts et la
 liste des membres de la Société.
 Wochenschrift des Vereines deutscher Ingenieure, 31 numéros.
 Jern-Kontorets annaler ny serie Tidskrift för Svenska Bergshand-
 teringen Trettiondefjerde årgangen, 6 liv. de 1880.

2^o Dons faits à la Société.

- Statistique et législation comparée. — 1^{re} année. 6 liv. : janvier,
 février, mars, avril, mai et juin 1880.
 Petit traité de Sondage, 1 broch. grand in-8^o, par M. Lippmann.
 Les échanges internationaux littéraires et scientifiques, 1 broch.
 in-8, par M. Al. Passier (1880).
 Note sur l'emploi de l'électricité pour le tirage des coups de mines,
 par M. Jutier, ingénieur en chef des mines, 1 broch. in-8 (1879).
 Le Rachat des chemins de fer par l'Etat, par C. Laurens, 1 broch.
 in-8^o (1880).
 Le Rachat des chemins de fer, ses dangers pour les intérêts publics,
 par M. Léon Malo, ingénieur, broch. in-8^o (1880).

Etudes géologiques sur les gisements métalliques de l'Anjou (1^{re} partie), broch. in-8° (1873-1877), par M. D. Danton.

Annual Report of the département of mines, année 1877.

Journal and Proceedings of the Royal Society of New South Wales, volume XII, 1878.

Eleventh annual Report of the united states Geological and Geographical Survey, par F. V. Hayden, 1 vol. gros in-8°, 1879.

Erläuterungen zur geologischen Specialkarte des Königreichs Sachsen. — Sections Colditz, Leising, Döbeln, Waldheim, Ponig, Mittweida, Glauchan, Hahenstein, Burkhardtsdorf, Geyer, Marienberg, Elterlein : 12 broch. accompagnées de 12 cartes coloriées correspondant à chaque section.

Mémoire sur les procédés et applications du chauffage par gazogènes, par MM. Fichet et S. Périssé, broch. in-8°.

Mémoire sur le chauffage et la ventilation de l'Ecole de Monge, à Paris, par M. S. Périssé, 1 broch., 1880.

Des causes qui tendent à gauchir les poutres de ponts en fer, et des moyens de calculer ces poutres pour résister aux effets gauchissant, par le même, 1 broch.

Monographie géologique des anciens glaciers et du terrain erratique de la partie moyenne du bassin du Rhône, par MM. A. Falsan et E. Chantre. — Atlas in-f° composé de 6 cartes

Le droit d'entrée sur les houilles étrangères devant la Chambre des députés — Séances des 23 et 24 avril, broch. in-8°, 1880.

PRIX-COURANTS

DES CHARBONS ET COKES

AU 20 AOUT 1880.

A Saint-Etienne.

	la tonne.	
Pérats durs de première qualité	36 ^f ,0	»
Grêle.	26,0	»
Pérats tendres, bonne qualité.	29,0	30,0
— qualité ordinaire.	26,0	27,0
Charbon pour gaz, première qualité	19,0	20,0
— — deuxième qualité.	18,50	19,0
Menu de forge, première qualité.	23,0	25,0
— — deuxième qualité.	20,0	22,0
Menu lavé forge	18,0	19,0
Charbon de chauffage, première qualité.	15,0	16,0
— — deuxième qualité.	14,0	»
Menu pour la grosse forge.	13,0	14,0
Menu pour fours à chaux.	9,0	10,0
Grelassons et débris, premier choix.	24,0	28,0
— — deuxième choix.	21,0	23,0
Petites chatilles lavées	19,0	21,0
— non lavées.	14,0	16,0
Menu fin ordinaire	10,0	10,50
Coke lavé, premier choix	35,0	38,0
— deuxième —	28,0	30,0
Coke lavé et non lavé, pour hauts-fourneaux	25,0	»
Petit coke, bonne qualité, pour chauffage.	20,0	23,0
— ecarbilles	10,0	15,0

Mouillères de Rive-de-Gier.

Malbroug	16 ^f ,0 à 25 ^f ,0
Menu.	14,0 21,0
Pérats et grêles	27,0 40,0
Coke lavé	35,0 »
Coke non lavé.	25,0 26,0

SUPPLÉMENT

A LA LISTE DES MEMBRES DE LA SOCIÉTÉ

AU 20 AOÛT 1880.

MEMBRES NOUVEAUX.

Bucillat (CH.), ingénieur aux mines de Karwin, Silésie autrichienne (Autriche).

Waldthausen (OSCAR), ingénieur de la Société d'Arenberg-Schacht-Prosper. — Berge-Borbeck (Prusse rhénane).

CHANGEMENTS D'ADRESSES.

Barachon (J.-B.), ingénieur-directeur des hauts-fourneaux de Marnaval, à Saint-Dizier (Haute-Marne).

Bris (PAUL), ingénieur-chimiste, professeur de physique et de chimie à l'École des Arts et Métiers de Chalons-sur-Marne (Marne).

Charoussat, ingénieur aux mines de la Péronnière, à Grand-Croix (Loire).

Dehaynin, négociant en charbons, 248, rue du Faubourg-Saint-Martin, Paris.

Desarces (PAUL), ingénieur attaché à la direction des mines de Sarre-et-Moselle. — Études et plans d'installations et matériel d'exploitation des mines, 10, passage Nollet, Paris.

Durassier (LÉON), inspecteur de la division des combustibles de la C^{ie} des chemins de fer de Paris à Lyon et à la Méditerranée, 24, avenue de Wagram, Paris.

Lissignol (THÉODORE), 56, rue de Bellechasse, Paris.

Micaud, ingénieur aux mines de Béthune, à Bully-Grenay (Pas-de-Calais).

Parlick (E.), directeur de la Saline de Chambrey (Lorraine).

Pernolet (A.), ingénieur, 37, rue Taitbout, (Paris).

Périsé (S.), ingénieur-expert, 77, rue de Rome, Paris.

Sarran, ingénieur, entrepreneur de sondages, à Saint-Symphorien-d'Ozon (Isère).

Serve (JEAN), manufacturier au Crochet, par Dampierre-sur-Salon (Haute-Saône).

BULLETIN
DE LA
SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE.

NOTES

SUR

**L'OUTILLAGE EMPLOYÉ DANS QUELQUES SONDAGES DU GARD,
DE L'HÉRAULT ET DES BOUCHES-DU-RHÔNE,**

Par M. SARRAN, ingénieur à Saint-Symphorien-d'Ozon (Isère).

1^{re} PARTIE. — Géologie.

Les recherches du terrain houiller en profondeur, sans s'imposer d'une façon immédiate, préoccupent les hommes qui ont à cœur le développement industriel de notre pays. Nous n'en voulons pour preuve que les grands travaux exécutés dans le département du Gard et dans celui de l'Hérault pendant ces dernières années, et les sondages projetés ou en cours d'exécution pour la recherche de l'extension du bassin de Saint-Etienne dans la plaine du Forez et dans le département de l'Isère.

En publiant ces notes, nous n'avons pas l'intention de faire un cours de l'art du sondeur : ce travail a été admirablement fait par MM. Degousée et Laurent dans leur *Guide du Sondeur* ; mais nous pensons que l'histoire de chacun des sondages que nous avons surveillés et la représentation des outils par des dessins cotés seront d'un certain intérêt et pourront éviter

des entrepreneurs dont la réputation n'est plus à faire, qui traitent en régie ou à forfait ; l'ingénieur se désintéresse alors, dans une certaine mesure, de la conduite du forage et de la plus ou moins bonne disposition de l'outillage. Mais le cas peut se présenter où la construction de l'outillage et la surveillance du travail soient dévolues à l'ingénieur ; dans cette circonstance, ces renseignements lui seront de quelque utilité, nous l'espérons du moins, surtout en les ajoutant à ceux fournis par le *Guide du Sondeur*.

L'outillage que nous avons employé dans nos cinq derniers sondages appartient, comme type, au système Kind à percussion et à chute libre.

De nos jours, on préconise beaucoup les sondages par rotation au diamant. Ce procédé à couronne annulaire présente, sans doute, un grand avantage sur celui à percussion, par suite de la rapidité du forage et par la facilité d'extraire des témoins suivis du terrain ; mais le prix du mètre d'avancement, la dureté de certaines roches, la grande quantité d'eau dont il faut disposer, sont autant d'obstacles qui s'opposent à sa propagation dans certains pays, et notamment dans le Gard, où les poudingues et quelques grès du trias et du houiller seront toujours réfractaires à l'action du diamant.

La solution de la question des sondages rapides et à bon marché pourrait bien être renfermée dans la combinaison du procédé à percussion avec le procédé à rotation, de manière à employer l'un ou l'autre à volonté dans le même trou de sonde, selon la nature de la roche à attaquer. Cette combi-

Ce sera l'objet de la première partie de notre travail ; dans la deuxième partie, nous ferons l'historique de chaque sondage ; la troisième partie comprendra la description détaillée de l'outillage.

L'attaque du travail de forage était précédée par des études géologiques et des coupes établies à l'échelle $\frac{1}{1000}$ où les épaisseurs, la déclivité des couches et les accidents avaient été soigneusement relevés. Nous recommandons ces coupes à grande échelle toutes les fois que leur établissement est possible, parce qu'on évite bien des tâtonnements dans le classement et la détermination des terrains traversés.

Nous plaçons sous les yeux du lecteur : 1° le tableau I comprenant divers renseignements propres à comparer le travail de nos sondages ; 2° le tableau II, donnant la classification stratigraphique des terrains des environs du Vigan et de Sumène, telle que nous la comprenons ; 3° et le tableau III qui montre la coupe générale du terrain à lignite des Bouches-du-Rhône. (*Voir le tableau I ci-contre.*)

Tableau n° II. Coupe générale des terrains aux environs de Vigan et de Sumène (Gard).

TERRAINS	DIVISION stratigraphique.	Lettres et n° d'ordre.	NATURE DES DÉPÔTS.	Puissance		OBSERVATIONS.
				de l'éage.	des terrains.	
Corallien.	<i>Nota.</i> Les caractères stratigraphiques des étages C 5, C 4 et C 3 sont généralement insuffisants pour bien établir la division que nous donnons ici ; aussi cette division est indiquée pour mémoire.	C 5	Calcaire gris un peu dolomitique avec nombreux fossiles près de la Moure, Ganges	100m		Au mas de la Moure, près Ganges, les belem. rhync et térébral. sont fortement empâtées dans la roche. Terebratula moravica. Dic. Lucii sur le mamelon de Rang-de-Banne, rive gauche du ravin de Combe-Chaude. La puissance maximum du corallien s'observe à la Séranne de la cote 443 (hameau de l'Éize) au sommet cote 915m. 4° zone dolomitique d'E. Dumas ? (1) Sommet du Rang-de-Banne. Petites térébratules fortement empâtées dans la roche un peu dolomitique.
		C 4	Calcaire blanchâtre un peu jaune, aspect gypseux à la surface.....	100m		
		C 3	Calcaire gris blanchâtre un peu dolomitique avec calcaire blanchâtre	100m		
		C 2	Dolomie grise avec calcaire gris dolomitique	80m		
		C 1	Gros bancs de calcaire gris blanchâtre et rose	50m	430m	
Dol.	4° escarpement de la montagne de Rang-de-Banne.	Ox 9	Dolomie blanche tirant sur le jaune avec calcaire gris jaune et rose intercalé	55m		Dol. oxf. 3° zone dolomitique d'E. Dumas. 4° sous - groupe oxfordien d'E. Dumas. Horizon de l'Amm. polylocus, groupe P ₂ de M. Forcspol. (2) 3° sous-groupe d'E. Dumas, groupe P ₁ de M. Forcspol.
		Ox 8	Gros bancs de calcaire gris jaune blanchâtre à cassures inégales, un peu esquilieuse	20m		
		Ox 7	Bancs de moyenne épaisseur de calcaire gris à cassure inégale et un peu esquilieuse	60m		
		Ox 6	Petits bancs de calcaire gris tirant sur le jaune, cassure esquilieuse.			
Ten.	Talus Et des pierres lithom.					

notre OX"
l'Amm. blamammatus.

2° sous-groupe d'E. Dumas ou zone à Amm. cordatus. Groupe O ₁ de M. Torcapel.	20 ^m	35 ^m	65 ^m	40 ^m	440 ^m
1 ^{er} sous-groupe d'E. Dumas. Groupe O ₁ de M. Torcapel à Am. crenatus.					

Cet étage pourrait bien se rattacher à la partie inférieure du 1^{er} sous-groupe O_x d'E. Dumas (marnes calloviennes d'Orbigny).

Dolomie, calcaire miroitant et calcaire oolitique de MM. Lioure et Pellet. Voir E. Dumas, statistique minéralogique et géologique du Gard. — 2^e partie, page 237.

Nota. La coupe que nous donnons du callovien et du bathonien a été prise dans la tranchée de Sumène près l'aiguillage sud de la gare des voyageurs.

Talus	Ox 4	Calcaire marneux feuilleté en petits bancs.....	20 ^m		
1 ^{er} escarpement du Rang-de-Banne.	Ox 3	Gros bancs de calcaire gris jaune cassure lisse un peu esquilleuse.	35 ^m		
Talus	Ox 2	Calcaire en petites bancs de 0,30 à 1,00 d'épaisseur avec filets de marnes. Odeur au choc, poches de fer oxydé, cassure lisse et esquilleuse.	65 ^m		
Talus	Ox 1	Bancs minces de calcaire marneux avec bancs plus épais mais no- duleux.....	40 ^m		440 ^m
Callovien ?	y	Bancs de marnes jaunes avec fossiles indéterminables.....	1 ^m		1 ^m
Bathonien ?	B	Calcaire gris un peu jaune, cassure esquilleuse, poches à géodes de fer décomposé..... Calcaire gris à cassure inégale, larges taches bleues, petites géodes de fer. Calcaire gris et jaune à cassure esquilleuse à la partie supérieure du banc..... Calcaire gris jaune, géodes de fer sulfuré décomposé..... Calcaire argileux gréseux gris jaune Calcaire gris compacte avec larges taches bleues..... Calcaires argileux gréseux jaune, taches bleues ovoïdes.....	0 ^m , 30 0, 50 0, 20 0, 80 2, 50 1, 50		5 ^m , 80

(1) E. Dumas. — Statistique min., géol., et paléontol. du Gard.

(2) A. Torcapel. — Note sur la géologie de la ligne de Lunel au Vigan. — Bulletin de la Société géologique de France, 3^{me} série, t. IV. 1875.

TERRAINS	DIVISION stratigraphique.	Lettres et n ^o d'ordre.	NATURE DES DÉPÔTS.	Puissance de l'étage.	Puissance des terrains.	OBSERVATIONS.
Dolomie.....		Z 5	Dolomie sableuse et cellulaire avec petits amas de fer sulfuré. Fos- sils à la base.....	55 ^m .		Calcaire à entroques ou 2 ^e zone do- lomitique d'E. Dumas. Groupe I ₁ de l'oolite, de M. Torcapel.
Et. des briozoaires...		Z 4	Calcaire gris blanchâtre et jaune spathique passant à la dolomie à partie supérieure.....	4 ^m		
Et. des fucoïdes.....		Z 3	Calcaire gris siliceux à nombreux débris madréporiques..... Marnes schistoïdes et calcaire gris-jaune un peu spathique..... Calcaire marneux et marnes schis- toïdes en petits bancs..... Calcaire spathique gris-jaune sili- ceux..... Calcaire gris-noir marneux en pe- tits bancs de moyenne épaisseur; marnes schistoïdes..... Calcaire gris-jaune spathique en bancs de moyenne épaisseur sé- parés par des marnes schistoïdes. Terrain rugueux et jaunâtre à la surface..... Calcaire gris, spathique, en bancs de moyenne épaisseur; marnes schistoïdes..... Calcaire gris à nodules siliceux, en gros bancs..... Marnes grises schistoïdes et petits bancs de calcaire gris siliceux... Gros bancs de calcaire gris à cassure irrégulière à surface rugueuse, jaunâtre.	3 ^m 29 ^m 3 ^m 14,50 6 ^m 6,50 7 ^m 8 ^m 0,40		Groupe I ₁ de M. Torcapel. Marnes à fucoïdes. Sous-groupe inférieur de l'oolite ou calcaires et marnes à fucoïdes d'E. Dumas.
Et. de la térébr. péro- valin.		Z 2				

Oolite inférieure.

Et. de l'encr. bri- rés.	Z	Calcaires à encrinés; deux bancs séparés par du calcaire gris-noir siliceux..... Petits bancs de calcaire gris barrés de silica avec marnes feuilletées..	0,40 6,60	183 ^m ,40
Marnes supraliasiques	L 6	Marnes grises à nodules calcaire contenant des débris d'encrinés. Petits bancs de calcaire spathique, gris-jaune à la base, gris-blanc châtre au sommet..... Marnes gris-noir feuilletées en deux bancs séparés par 0,20 de calcaire gris-noir bitumineux : 0,30 { 0,20 { 0,80 {	12 ^m 3,50 1,30	
Et. des grès et cal. spathiques.	L 5	Grès calcaire gris-blanc à grains fins et feldspathiques; grains un peu plus gros au sommet..... Calcaire gris à nodules siliceux, spathique..... Calcaire fin gris-noir à nodules sili- ceux, avec marnes intercalées... Calcaire spathique blanc à la base, gris au milieu et gris-noir au sommet; nodules siliceux et mar- nes intercalées.....	12,50 2 ^m 15 ^m	
Cal. à bélem.....	L 4	Calcaire gris avec nodules siliceux, grosses belemnites..... Même calcaire avec petites bélem- nites	14 ^m 60 ^m 80 ^m	
		A reporter.....	200,30	

b. Sous-étage supérieur du lias. —
E. Dumas.

a. Sous-étage infér. — E. Dumas.
Zone de l'Amm. margaritatus.

Zone de l'Amm. ambriatus.

Lias moyen d'E. Dumas ou étage du
calcaire à gryphée oblique et à
gryphée cymbium.

Lias.

TERRAINS	DIVISION stratigraphique.	Lettres et nos d'ordre.	NATURE DES DÉPÔTS.	Puissance de l'étage.	Puissance des terrasses.	OBSERVATIONS.
Lias (sup.)	Et. des rhync.....	L 3	<i>Report.</i> Calcaire gris noduleux siliceux. un peu dolomitique, nombreux rhynch. spirifer.....	200,30		
	Et. dolomitique.....	L 2	Calcaire gris un peu dolomitique et calcaire dolomitique en gros bancs.....	30=		b. Dol. infér. ou lias blanc. 1 ^{re} zone dolomitique d'E. Dumas.
	Infra-lias.....	L 1	Grès et calcaire gris blanchâtre avec marnes vertes et calcaire marneux intercalé.....	180=		a. Infra-lias d°.
				30=	440,30	
Trias.	Et. des marnes vertes.	K 4	Grès durs avec grès à petits grains rose pâle. Calcaire marneux et marnes lie-de-vin.....	48=		Keuper d'E. Dumas.
	Et. des marnes grises.	K 3	Marnes grises et gypse avec quelques bancs de calcaire gris.....	80=		Muschelkalk d°.
	Et. des marnes rouges.	K 2	Marnes rouges et grès à ciment calcaire rouge. Gypse en amas vers la base. La partie supérieure comprend le grès dit de Camp-savi ou de Lodève, d'une puissance de 8 à 12m.....	90=		
	Et. des grès et calcaires.	K 1	Grès et calcaire siliceux. Les grès sont fins, blancs et micacés, forment développés à Salces (Hérault). Les calcaires forment de véritables conglomérats avec ciment micacisteux à Montdardier. Conglomérat à éléments du terrain de transition, calcaires ou siliceux, très-développé à Navacelle et à Nemès (Hérault).	22=	240=	Etage des grès bigarrés G. B. et étage du conglomérat r de M. de Rouville. (1) Etage des grès à gros éléments d'E. Dumas.

(1) Voir par M. de Rouville, Introduction à la Description géologique du département de l'Hérault, 1873, et Cartes géol. et min. de l'Hérault, 1876.

Tableau n° III.

Coupe générale du terrain à lignite des Bouches-du-Rhône.

N° du groupe.	Désignation du groupe.	Nature des dépôts.	Puissance.	Fossiles.
6	Groupe du Cengle	Assises très-puissantes de calcaire gris-jaune séparées par des marnes grises	300 ^m	Physa. Leptopoma.
5	Groupe des marnes rouges	Horizon géologique très-remarquable. Marnes rouges de Vitrolles. Châteauneuf-le-Rouge. Couleur générale rouge-brique à la base et rouge foncé à la partie supérieure. Ce groupe est composé de marnes, grès et poudingues, le tout fortement coloré en rouge ; les marnes dominent. On voit des poudingues sous forme de lentilles allongées de couleur verte, faisant tache sur le ton général (Gardanne). Filets de lignite à Châteauneuf-le-Rouge entre les marnes foncées et les marnes rouge-brique. Bancs de calcaire constituant à Châteauneuf, avec les grès et poudingues, la première colline de la rive droite de l'Arre. Marbres du Tholonet : ce sont des brèches calcaires soudées par un ciment calcaire	600 ^m	Unio. Leptopoma. Cyclophorus. Pysolites.
4	Groupe des marnes grises	Région de marnes grises avec quelques bancs lie-de-vin et jaunes. Forts bancs de grès et calcaire intercalés. Les calcaires dominent vers l'ouest, les grès vers l'est du bassin. Les grès contiennent des pysolites. Fossiles rares. Fllet de lignite dit <i>Budaou</i> au-dessus du calcaire St-Roch. Assise calcaire dite de St-Roch, 15 ^m de puissance. Région marneuse de St-Michel	160 ^m	Pysolites. Mélanopsis (Culinoides). Cyclostoma. Physa. Lychus. Pleurotomaria. Cyclophorus Biverii.
A reporter			1.060 ^m	

N° du groupe.	DÉSIGNATION du groupe.	NATURE DES DÉPÔTS.	Puissance.	FOSSILES.
3	Groupe des grès mauresques	<i>Report...</i> Bancs de grès fins très-durs, d'un gris-noir, intercalés de marnes grises. Les bancs de calcaire sont rares. Ces grès sont moins épais vers l'ouest du bassin que vers l'est. Ils constituent des collines fort reconnaissables à distance ; l'aspect général est celui des murs à parement moellonnés. Banc de calcaire jaune à cassure conchoïde, épaisseur 1,20, appelé <i>Barre-jaune</i>	1,060m	Cyclostoma. Mélanopsis.
2	Groupe charbonneux....	Calcaire à chaux hydraulique. Grès particulier de couleur rouge-brun appelé <i>Barre rousse</i> . Couche de ciment dite n° 4. — Couche de lignite dite de Fuveau. Bancs de calcaire bleu et gris durs. — Ciment n° 3. Couches <i>Deux Pans</i> , de <i>l'Eau</i> , <i>Gros Rocher</i> , <i>Quatre Pans</i> , <i>Mauvaise Mine</i> et <i>Grande Mine</i> . Celle-ci a 1,50 d'épaisseur en lignite pur et utile. C'est généralement la seule exploitée, cependant la couche Quatre Pans, la Mauvaise Mine, etc., etc. donnent lieu à des travaux à Valdonne et à Gréasque. Bancs de cyclades sur la couche Grande Mine (horizon). Les ciments n° 2 et le n° 1 sont l'un au toit de la couche Gros Rocher, l'autre au mur de la couche Quatre Pans	40m	Unio. Mélanopsis. Dent de crocodile. Carapace de tortue. Cyclophorus. Melania. Cyclades. Corbicula. Coproolithes. Sphœritenus.
1	Groupe de la base.	Ce groupe repose sur le calcaire à hyppurites en stratification concordante. Alternance de bancs épais de marnes violacées ou grises, de calcaire gris-blanchâtre et de quelques bancs de grès passant au sable. Petits bancs de lignite à la base assimilés aux couches du Plan d'Aups. — Fillet de Jayet.....	140m 220m	Mélanopsis. Cyclades. Sphœrie. Paludines. Bulines. Cyclophorus.
		Puissance totale.....	1.460m	

Nous renvoyons aux FIG. 2, 3, 4 et 5, PL. XVI, qui figurent les grandes coupes dont nous venons de parler, réduites à l'échelle $\frac{1}{15.000}$, et aux FIG. 1, 2, 3, 4 et 5, PL. XVII, contenant les coupes verticales des sondages, échelle $\frac{6}{1000}$, pour suivre convenablement la description des terrains. Sur ces coupes, l'étage porte un numéro d'ordre correspondant à celui de la coupe générale des terrains donnée par le tableau II.

L'examen de ces tableaux et de ces coupes montre que nous avons traversé le trias en totalité ou en partie dans quatre sondages, le lias dans deux sondages, l'oolite au sondage de Navacelle, le houiller à Sainte-Barbe, et enfin une partie du terrain à lignite au sondage de Peynier.

Nous nous écartons peut-être un peu de notre sujet en développant plus que de mesure le chapitre que nous consacrons à la description des terrains; mais l'intérêt que présentent, au point de vue géologique, les environs du Vigan et de Sumène, nous engage à nous départir de la réserve que nous aurions voulu nous imposer. Du reste, en parlant terrains, nous nous occuperons surtout de stratigraphie, laissant à de plus autorisés le soin de la détermination et du classement absolu des étages, classement déjà donné, du reste, par Emilien Dumas dans sa *Statistique géologique, minéralogique et paléontologique du département du Gard*.

Comme nos recherches des environs du Vigan s'adressent au terrain houiller, on nous saura gré de placer tout d'abord sous les yeux du lecteur une carte (FIG. 1, PL. XVI) comprenant la région du Vigan à Milhau et à Aubin, au point de vue des limites du houiller avec les dépôts qui ont précédé et ceux qui ont suivi cette formation. Nous y indiquons la position des sondages qui intéressent la région du Vigan. L'examen de cette

Marvéjols, Espalion, Aubin, Rodez, Sévérac, Saint-Affrique et Lodève.

C'est entre Lodève et le Vigan que fut placé le sondage de Navacelle, dans une profonde vallée d'érosion mettant à découvert l'étage dolomitique de l'oolite, vulgairement appelé dans le pays *le Rouquet*. Par sa position dans l'entrée du golfe dont nous venons de parler, avec le terrain houiller jalonné par les exploitations anciennes ou récentes du Vigan, d'Aubin, de Rodez, de Sévérac et de Graissessac, ce sondage présentait un immense intérêt, et son succès eût assuré l'avenir du Midi de la France en élevant la richesse industrielle de cette partie du territoire au niveau de celle du Nord. Malheureusement, le succès n'a pas répondu aux espérances que l'on avait conçues, et le gisement houiller sous le terrain secondaire semble devoir s'arrêter dans le département de l'Aveyron.

Le Vigan est placé entre Graissessac et Alais : le premier endroit avec son terrain houiller, son permien et son calcaire paléozoïque; le second, avec ses beaux gisements de houille, de fer, et sa variété sans nombre de minerais, jouissent d'une réputation bien méritée et sont toujours visités par les géologues avec plaisir et avec fruit. Mais si le Vigan et ses environs sont moins connus, l'attrait que présente cette contrée pour le naturaliste n'est pas moins grand; nulle part, notamment, on ne peut faire une plus ample moisson de fossiles et d'observations géologiques, que sur les montagnes de Rang-de-Banne et de la Séranne, ou sur les flancs de la Tessonne et de la Fage.

Du reste, cette partie des Cévennes participe des mêmes mouvements du sol que les régions voisines : les accidents qui ont amené la configuration actuelle sont de même ordre et les terrains géologiques mis à découvert sont, avec quelques variantes, ceux d'Alais et de Lodève.

Nous recommandons notamment l'ascension de la Séranne. En partant de Gornières dans la vallée de la Vis, on quitte l'oolite,

assises de l'Oxfordien. On atteint le calcaire blanc du Corallien avec ses nombreux fossiles au hameau de l'Elze. De ce hameau au sommet, les dépôts calcaires alternent tantôt blancs tantôt gris, dolomitisés, sans ordre bien défini. Cette allure explique l'observation que nous avons faite dans le tableau n° II au sujet des couches supérieures du corallien. En arrivant au Roc-Blanc, les fatigues de l'ascension sont largement compensées par le magnifique panorama qui se déroule au loin. Aux diversités de couleurs que présentent les variétés de terrains et de culture s'ajoute l'exacte perception de la configuration géologique du sol.

Au devant de soi, au Nord, les massifs granitiques du Saint-Guiral, du Leugas et de l'Aigoual, forment une immense barrière contre laquelle viennent s'adosser les terrains de transition à surface lui-ante; l'observateur pourra distinguer les calcaires paléozoïques à l'aspect sombre et rugueux du massif de Saint-Bresson. Au Nord-Ouest, les plateaux oxfordiens et oolitiques appelés *causses*, parsemés de quelques chênes rabougris, forment par leur développement et leur aridité un des traits les plus caractéristiques de cette région.

De profondes vallées d'érosion sillonnent ces plateaux; l'une des plus accentuées est celle de la Vis.

Au Nord-Est, adossée contre les schistes primitifs et le granite, la montagne de la Fage s'élève au niveau du Roc-Blanc. C'est la partie moyenne et inférieure du Lias; ce sont les dolomies de l'Infralias fortement développées et reconnaissables à leur teinte gris-blanchâtre qui fit donner à cet étage par quelques géologues le nom de Lias blanc. Ce terrain se

nouveau pour reparaitre ensuite à Thaurac, et se souder à la partie orientale de la montagne de la Séranne. Un nouvel accident, orienté N.-E., S.-O., dénivelles les couches vers le S.-E. ; elles reparaissent de nouveau au-delà. Les dépressions ou vallées provoquées par ces accidents, sont occupées par le crétacé et le tertiaire ; ces derniers dépôts seuls semblent ne pas être affectés par les mouvements du sol, circonstance qui permet de fixer l'âge de ces accidents entre la période crétacée et la période tertiaire.

Enfin, nous signalerons le massif primitif de Saint-Bresson, couronné par le roc abrupte et dressé de Roquedur. Ce massif s'avance dans les terrains secondaires en redressant fortement les assises de ces terrains ; son action se fait sentir sur toutes les parties voisines, soit, comme nous venons de le dire, par le relèvement des strates, soit par de nombreuses et puissantes cassures qui séparent les terrains secondaires du primitif.

Ce système de cassures est orienté, à l'Ouest du promontoire, à peu près du Nord au Sud ; tandis qu'à l'Est, les cassures ou failles sont orientées du N.-E. au S.-O. A ces cassures, nous devons ajouter l'accident Hachette qui se rattache au promontoire de Saint-Bresson, à l'Est de Sumène, et l'accident du pont d'Andon, à l'Ouest du Vigan, orientés l'un et l'autre suivant la direction E.-O. Le premier de ces deux accidents limite au Sud les travaux de Sounalou, l'autre limite au Nord le terrain bouiller de Cavaillac. L'accident Hachette se poursuit fort loin dans la direction de Saint-Hippolyte ; il se raccorde

souterrainement au massif schisteux du Rouvergue, semble se rattacher à l'accident H. 3 et séparer en deux parties le terrain houiller d'Alais.

Entre Montdardier et Saint-Laurent, la séparation des terrains secondaires et du primitif se fait avec un concours de failles orientées E.-O. Les couches voisines redressées et les roches dolomitiques de l'Oxfordien donnent au pic d'Angeau et au roc de Moline les caractères de belles déchirures que l'on observe si fréquemment dans les Alpes.

Le massif de Saint-Bresson est composé de micaschistes, ou schistes de transition, et de calcaire paléozoïque. Il est difficile d'indiquer leur ordre de superposition; cependant E. Dumas classe les calcaires dans le terrain silurien modifié et en fait deux étages occupant les n° 2 et 4 de cette puissante formation.

Au voisinage du Vigan et de Sumène, on observe neuf points où le terrain houiller se montre au jour, six aux environs du Vigan et trois à Sumène. Des six points houillers du Vigan, trois sont recouverts par le trias et les trois autres sont isolés reposant sur le calcaire paléozoïque ou sur les schistes anciens. Evidemment, ces petits bassins isolés étaient anciennement réunis, et c'est aux érosions du ruisseau d'Esparon, du torrent de Coudoulous, de la rivière d'Arre et de ses tributaires, qu'on doit leur séparation.

Les trois termes houillers de Sumène participent des mêmes conditions; leur isolement n'est dû qu'aux érosions du Recodier et du *Latanier*, tous deux affluents du ruisseau principal le *Rieutord*.

soulèvement du massif de Saint-Bresson qu'on doit l'enlèvement de toute trace du terrain carbonifère dans cette région.

La nature des dépôts nous amène à penser que le terrain houiller a dû exister sans interruption entre Sumène et le Vigan ; ainsi l'extrémité occidentale du groupe houiller de cette dernière ville est presque exclusivement composée de conglomérats à gros éléments de quartz et de schistes anciens, peu cimentés, généralement rouges, semblant indiquer là la base du dépôt houiller et le côté par lequel le remplissage du bassin a dû s'effectuer. Ces conglomérats ne se retrouvent pas à l'extrémité orientale de ce groupe, si ce n'est au puits Saint-Jean (mines du Vigan), pas plus qu'à Sumène, où les grès fins et les poudingues à ciment dur et les schistes constituent les roches principales du terrain houiller.

Tel est, en résumé, l'ensemble de la configuration géologique de la région du Vigan et de Sumène ; une description plus détaillée demande de suivre de plus près les terrains que nous venons d'explorer à vol d'oiseau.

Dans son *Essai d'une classification stratigraphique des terrains du Gard par étage*, M. Parran, ingénieur des mines, définit d'une manière claire et précise la stratigraphie, le rôle de l'étage, et montre le parti qu'on peut en tirer pour l'étude d'une localité. Cet opuscule, publié en 1871, dans les *Annales de la Société littéraire et scientifique d'Alais*, vaut tout un cours de géologie, et nous laisse convaincu que la science stratigraphique appliquée par localité, de proche en proche, en

bler les matériaux qui intéressent la géologie du Gard que nous avons dressé les coupes qui font l'objet des Fig. 2 à 5, Pl. XVI, et que nous avons établi les tableaux II et III ci-dessus,

Tous les étages ou subdivisions que nous insérons dans ces tableaux ont bien leur facies particulier, leurs fossiles ; et dans tous les cas un ensemble de caractères qui en font le type, l'étalon stratigraphique dont parle M. Parran.

Nous passons maintenant à la description détaillée de chacun de ces étages, en commençant par le bas dans l'ordre du tableau II. Nous n'avons pas fait figurer sur ce tableau le terrain houiller ni les terrains de transition, parce que les terrains secondaires seuls intéressaient plus particulièrement nos sondages. Nous dirons néanmoins quelques mots du dépôt houiller de Cavaillac et de celui de Sumène.

Cavaillac est situé à 3 kilomètres de la ville du Vigan, au confluent de la rivière d'Arre et du torrent de Coudoulous. Le terrain houiller affleure dans le lit de ce ruisseau, dans le ruisseau d'Esparon, au Nord-Est du village de Molières, à l'établissement des bains de Cauvalat et sur la rive droite de l'Arre, au Sud-Est du Vigan, au hameau du Buscayou. Des six points houillers dont nous avons précédemment parlé, celui du Buscayou et l'affleurement houiller de la plaine de Cavaillac ont seuls donné lieu à des travaux réguliers.

Terrain houiller.

—
Bassin
de Cavaillac.

Voici la coupe des terrains que nous avons relevée dans le torrent de Coudoulous et que nous avons complétée avec les éléments fournis par les travaux anciens et les points houillers autres que celui de Cavaillac.

Coupe du terrain houiller de Cavaillac.

<i>Report.</i> . . .	1 ^m ,50 à 3 ^m ,00	
Grès et schistes verdâtres alternant avec des petits bancs de schistes lie-de- vin ; grès fins, schistes gris en petits bancs, fillet de fer carbonaté et boules du même minéral.	13 ^m ,00	
Conche dite Petit-Filon		0 ^m ,80 à 1 ^m ,30
Schistes gris et grès schisteux, grès à grains roses, fillet de houille de 0 ^m ,02 à 0 ^m ,05, rognons de fer carbonaté. .	15 ^m ,00	
Grès schisteux en bancs épais, avec nom- breuses boules de fer carbonaté, con- glomérat fin, conglomérat à gros éléments mélangé de grès fin, schistes compacts	13 ^m ,00	
Couche n° 3		0 ^m ,80
Schistes noirs et grès compacts, avec fer carbonaté en rognons.	7 ^m ,00	
Filet de charbon	0 ^m ,10	
Grès feuilleté en plusieurs bancs, schis- tes	3 ^m ,50	
Conglomérat et grès fin avec empreintes charbonneuses, conglomérat à gros éléments avec parties de grès fin feuilleté	9 ^m ,00	
Schistes charbonneux avec filets de houille. Conglomérat gris, schistes avec fer carbonaté. Conglomérat à gros éléments de quartz et micaschiste, grès feuilleté avec empreintes char- bonneuses, grès fin et conglomérat à		

Cette formation présente les caractères du terrain houiller du Gard.

Le bassin de Cavaillac est limité : au Nord, par les schistes de transition et le calcaire paléozoïque, relevés par un fort filon quartzifère courant Est-Ouest (c'est cet accident que nous avons appelé du Pont-d'Andon) ; à l'Est et au Sud, par les schistes anciens du massif de Saint-Bresson ; à l'Ouest, la formation houillère est recouverte par le Trias en stratification discordante. Des travaux réguliers d'une certaine importance furent ouverts dans les couches dites Grand-Filon et Petit-Filon, sous la plaine de Cavaillac. Le gîte, d'abord dépouillé aux affleurements, fut atteint par des puits dont le plus profond avait 80 mètres. Ces puits, qui traversaient divers termes du Trias, notamment l'étage n° 1, présentèrent, à cause de l'eau, des difficultés sérieuses, et quelques-uns furent cuvelés en chêne.

La ligne de niveau tracée dans le gîte accusait une courbe dont la convexité était tournée vers le Nord-Est. La pente vers le Sud-Ouest faisait un angle de 10° avec l'horizon. Les travaux marchant du Nord-Est au Sud-Ouest furent arrêtés à l'Ouest par une faille, dite faille Hamond, rejetant en contre-bas. C'est au-delà de cette faille que furent ouverts plusieurs sondages pour la reconnaissance du terrain. Le sondage d'Espinaussous notamment, creusé à 300 mètres environ du puits Hamond, près de la route nationale, toucha au houiller à la profondeur de 113 mètres, et fut arrêté à la suite d'un accident. A côté de ce sondage, le puits Sainte-Barbe fut attaqué et conduit à 80 mètres de profondeur avec un cuvelage en bois fort soigné. C'est aussi à l'Ouest de la faille Hamond que furent ouverts les travaux d'exploration de la Société houillère du Vigan, de 1873 à 1877, suivant en cela la marche indiquée

sondage Sainte-Barbe, où le houiller est représenté par un conglomérat peu agrégé et quelques grès fins, nous verrons le bassin se fermer suivant une ligne courant du Sud-Est au Nord-Ouest en passant sous le village de Molières.

**Bassin
de Sumène.**

L'affleurement principal se montre au jour entre le Mas-Picard et le hameau de Sounalou-le-Haut, sur une longueur de 400 mètres et une largeur de 170 mètres. On voit près des Lieurres un petit flot houiller isolé reposant sur le calcaire paléozoïque ; dans un ravin un peu au Sud de la Carcelade, le grès houiller sort au jour, enserré dans le relèvement général qui précède la faille dite Hachette (Voir Fig. 5, PL. XVI).

La coupe Fig. 4 passe par les travaux actuels de Sumène et suit la ligne de plus grande pente du gîte.

Au niveau Hachette, cote 300, le houiller est enserré entre les calcaires du Lias, au Sud, contre lesquels il butte en faille, et les schistes de transition, au Nord.

Le trias recouvre le houiller comme le montre la coupe Fig. 4. Cette disposition des terrains est due au mouvement souterrain qui a provoqué l'accident Hachette et aux nombreuses cassures qui ont accompagné cet accident.

En direction, le terrain houiller a été reconnu par les travaux actuels sur plus d'un kilomètre, mettant en évidence une épaisseur de plus de 200 mètres en grès, schistes ou conglomérat, ayant les mêmes caractères que les roches constitutives du bassin d'Alais. Trois couches de charbon gras sont en exploitation, et de nouvelles couches peuvent se rencontrer au toit et au mur des anciennes. Le terrain houiller tonien

Couche Cambo, charbon dur.	1 ^m ,00
Grès gris, noir, blanchâtre, très-siliceux et fort dur	70 ^m ,00
Schistes gris noirs, avec empreintes végétales.	20 ^m ,00
Couche Cézas, charbon friable.	2 ^m ,15
Schistes durs et grès schisteux, en petits bancs	20 ^m ,00
Couche Sounalou, charbon pur, rognons isolés de pyrite	3 ^m ,00
Schistes micacés noirs et grès schisteux avec filet de charbon	5 ^m ,00
Grès blanchâtre feldspathique, conglomérats.	30 ^m ,00
Couche Picard, deux bancs de charbon.	1 ^m ,40
Schistes et grès schisteux, poudingue et con- glomérat, grès noir, avec filets charbon- neux	60 ^m ,00
Grès blanc avec grains feldspathiques.	15 ^m ,00
	220 ^m ,00 7 ^m ,55
	227 ^m ,55

Nous avons subdivisé le Trias en quatre groupes, présentant chacun les caractères particuliers de l'étage défini par M. Parran. L'ensemble de cette formation pourrait bien se répartir dans les trois étages classiques du Trias, mais nous laissons, nous le répétons, à nos éminents collègues, le soin du classement absolu des terrains que nous décrivons.

Trias.

L'étage n° 1, que nous désignons sous le nom de *grès et calcaire de la base*, comporte, en haut, des grès fins, tendres, micacés, blanchâtres, alternant avec des masses rouges et

Grès
et calcaires.
K. 1.

micacées, donnant au terrain, par places, un bariolage caractéristique. Ce calcaire empâte des cailloux de quartz roulés, des fragments de micaschistes et des géodes quartzifères. Lorsque les galets de quartz roulés dominent, cette assise passe à un véritable conglomérat à ciment violacé ; c'est un horizon remarquable et bien connu dans tout le Gard. Dans l'Hérault, ces dépôts se développent et prennent des proportions telles que M. de Rouville, le savant professeur de géologie à la faculté des sciences de Montpellier, en a fait un étage à part, indiqué sur ses belles cartes par la lettre *r*. Ici, les éléments constitutifs de cet étage sont quartzifères ou calcaires, et les cailloux atteignent quelquefois la grosseur de la tête ; l'épaisseur n'est pas moindre de 60 mètres aux environs de Nefflès.

A Navacelle, nous pensons que le conglomérat micaschisteux que nous avons traversé de 498 à 521 mètres appartient à cet étage et termine le trias qui repose sur le calcaire paléozoïque.

Un fait qui mérite une mention spéciale est la minéralisation par le zinc ou le plomb de la base du trias, ou autrement dit du conglomérat de la base. Au Vigan, au puits Hamond et au puits Saint-Jean, on remarque des aiguilles blanches de carbonate de zinc tapissant certaines géodes. A Navacelle, au sondage, et à Montdardier, nous avons observé des poches de plomb sulfuré ; mais, aux environs de Ganges, entre Ferussac et Saint-Laurent-le-Minier, la minéralisation est très-importante et constitue un gisement remarquable d'une épaisseur atteignant quelquefois 150 mètres. Des travaux de recherches sont

et de calamine. Sur divers échantillons on voit le passage insensible de la blende à la calamine, ce qui fait présumer qu'en profondeur la blende sera le minerai dominant de ces filons.

Dans notre étage n° 2, dit *des marnes rouges*, la couleur **Marnes rouges.**
K. 2.
 lie-de-vin domine, et cette couleur pénètre les grès et calcaires qui s'y rencontrent intercalés avec de fortes assises marneuses. Un banc de grès à grains fins, de 12 mètres d'épaisseur, couronne cet étage et forme une saillie remarquable sur les flancs de la Tessonne. Ce grès se désagrége au jour et donne lieu à des carrières de sable qu'on a tenté d'exploiter pour la fabrication du verre. La partie supérieure de ce banc est recouverte de plusieurs feuilletés de calcaire jaune, rugueux à la surface, avec de nombreux grains de quartz; le quartz est en excès dans certaines parties et le calcaire passe alors au grès. C'est, du reste, un phénomène fréquent dans les grès et calcaires du Trias, de passer à l'une ou à l'autre de ces roches, suivant que le quartz ou l'élément calcaire prédomine.

Cet étage renferme du gypse plutôt blanc que gris.

Le gros banc de grès dont nous venons de parler est à grains fins, moucheté de jaune; on y a ouvert, près de Lodève, de belles carrières qui ont fourni la plupart des matériaux dont la ville est construite. On remarque ici plusieurs bancs séparés par des marnes vertes ou rouges qu'on retrouve aussi dans la vallée de l'Arre. Nous désignons plus spécialement cet horizon sous le nom de *grès de Campsavi*.

L'étage n° 3, dit *des marnes grises*, comprend au sommet **Marnes grises.**
K. 3.

Marnes vertes.

K. 4.

Enfin, le *groupe des marnes vertes*, qui termine le Trias, comprend une série d'assises de grès durs à ciment calcaire, d'une couleur gris-blanchâtre, intercalées de calcaire marneux à larges cassures, de marnes vertes, rouges et grises ; mais les vertes dominant ; cet étage se lie à l'Infralias, où les grès blanchâtres fort durs et les calcaires marneux alternent avec des marnes verdâtres et des calcaires gréseux. C'est dans ces petits bancs de calcaire gréseux jaune qu'on remarque des débris de fossiles, notamment sur le flanc de la Tessonne, en face du mas Buisson (1).

L'épaisseur que nous attribuons aux quatre divisions du trias dans la région du Vigan n'est pas moindre de 230 à 240 mètres, et cette puissance ne varie guère dans le Gard et dans l'Hérault ; mais dans ce dernier département, les grès et calcaires de la base sont fortement développés. M. de Rouville en fait un groupe (G. B.) qu'il assimile à l'étage classique des grès bigarrés.

Dans l'Ardèche, la puissance totale du Trias est la même ; mais les grès de couleurs variées, rouges, verdâtres ou blanchâtres, sont distribués dans toute l'échelle et l'on trouverait ici difficilement les quatre subdivisions que nous avons faites. C'est entre Molières et Gagnères qu'il faut chercher le point de passage entre le trias du Gard et le Trias de l'Ardèche, car les éléments qui constituent ce terrain participent de la nature des roches qui émergeaient au moment du dépôt du Trias, et ces roches étaient plus généralement granitiques et feldspathiques dans l'Ardèche que dans le Gard.

marneux alternant avec des grès tendres où l'on remarque des débris fossiles qu'on rapporte à l'*Avicula contorta*, fossile caractéristique de l'infralias. C'est pour respecter la classification obligée par ce fossile que nous rattachons ces assises à l'Infralias, car la nature des dépôts et le facies reliaient plutôt cet étage au dernier groupe du trias.

Immédiatement au-dessus, règne l'étage des dolomies infraliasiques, dont les caractères minéralogiques sont tout à fait différents de ceux de l'étage inférieur. Ce sont de fortes assises de calcaires plus ou moins dolomités, fort durs, intercalés de bancs de calcaire blanchâtre donnant lieu à Molières et dans la vallée de l'Arre à des carrières de pierres de taille fort estimées dans le pays. Les fossiles sont rares. La surface rugueuse de quelques bancs de calcaire tient à la présence de quelques grains de quartz dans la pâte.

Infralias.
Calcaires dolomitiques.
L. 2.

Ce terrain est fort dur à traverser ; de petits filets de marnes argileuses séparent les assises et sont un obstacle sérieux dans les sondages, en fournissant des boues très-collantes qui, en cas de calage, s'interposent comme un véritable ciment entre les cornières de l'outil et le terrain.

Ce puissant dépôt calcaire est immédiatement recouvert aux environs de Lasfons et de Navacelle par l'oolite ; nous n'avons pas du moins reconnu les divisions 3, 4, 5 et 6 de notre tableau II ; mais à Sumène, ou pour mieux dire dans la vallée du Latanier et à la Fage, et de là en marchant vers l'Est, les six divisions du lias et de l'infralias sont bien marquées et présentent des caractères particuliers qui justifient notre classification stratigraphique.

Le n° 3 comprend des bancs de calcaire d'un gris plus ou moins foncé, bancs moins épais que les précédents, séparés par des filets de marnes. On y rencontre en abondance la *Rhyn*.

Etage
des
rhynchonelles.
L. 3.

agents atmosphériques, on les trouve bien conservés sur le sol.

Etage
des
bélemnites.
L. 4.

Les calcaires du n° 4 sont en bancs de même épaisseur et de même couleur que ceux du n° 3, mais les filets marneux sont un peu plus épais. La *Rhyn. variabilis* et la *Ter. cor.* sont moins abondantes et sont remplacées par de petites Bélemnites à la base et une grosse Bélemnite à la partie supérieure de l'étage.

Etage
des
grès et calcaires.
L. 5.

Le n° 5 est un étage de grès et calcaires spathiques, gris clair ou foncé, avec nodules et barres siliceux. Les grès sont fins, à grains de quartz blanc et de feldspath. La cassure spathique des calcaires tient à la présence dans la roche de nombreux débris organiques, notamment à des articles d'Encrines. Cet étage forme un escarpement prononcé, au col du Lac, entre la trace au jour de la faille Hachette et le col.

Marnes
supraliasiques.
L. 6.

Le n° 6 termine la série des terrains liasiques : ce sont les marnes supérieures avec *Amm. serp.*, *Rhyn.*, articles d'Encrines, nombreux débris de Bélemnites et tiges de *Cidaris*. Ces marnes contiennent à la base des bancs de calcaire bitumineux et des calcaires spathiques. Dans la vallée du Latanier, le calcaire bitumineux est à l'état rudimentaire, mais vers Cézas ce dépôt est très-développé. Dans les marnes, on trouve des nodules argilo-calcaires avec des débris d'Encrines à la surface de la roche. Ces marnes ne sont pas employées comme celles de l'oolite pour la fabrication des briques et tuiles.

Nous n'avons pas retrouvé les étages 3, 4, 5 et 6 sur nos coupes de Lasfons et Navacelle, mais à Desprats, entre Saint-André-de-Buèges et Saint-Jean, nous les avons vus plus ou moins développés. Dans cette série, le terrain est tellement

sur la couleur généralement grise du lias ; la silice est plus abondante que dans le terrain précédent et les bancs de calcaire, notamment ceux de la base, sont excessivement durs à traverser. Les débris fournis par ces calcaires, sous l'action du trépan, sont beaucoup plus grenus que ceux fournis par les calcaires non spathiques du lias.

La division n° 1 comprend de petits bancs, de calcaire, gris dans la cassure fraîche, très-siliceux, intercalés de faibles bancs de marnes. On y remarque une véritable couche d'*Encrines* que nous avons suivie sur une partie du revers septentrional de la montagne du Rang-de-Banne.

Etage
des encrines.
Z. 1.

La division n° 2 comprend de fortes assises de calcaire très-dur, siliceux, contenant de nombreux débris fossiles notamment la *Ter. perovalis* ; les sujets se détachent assez bien et donnent de forts beaux échantillons. Les autres fossiles empâtés dans la roche sont généralement siliceux et peuvent se séparer en attaquant celle-ci par l'acide chlorhydrique.

Etage
de la
Ter. perovalis.
Z. 2.

Vient ensuite, classée sous le n° 3, une intercalation de roches marneuses et calcaires contenant des fucoïdes à la partie supérieure. Dans cette division, comme dans celle qui précède, on trouve des calcaires spathiques qui, comme ceux du lias, doivent ce caractère physique à la présence de nombreux débris organiques dans la roche.

Etage
des fucoïdes.
Z. 3.

La division n° 4 est un calcaire gris siliceux pétri de bryozoaires. C'est un horizon qui, joint aux dépôts supérieurs, forme un ensemble intéressant à étudier, où l'on peut voir la justification de l'opinion émise par E. Dumas de la transformation ou passage insensible du calcaire à Entroques d'Alais à la zone dolomitique du Vigan, dite le *Rouquet*.

Etage
des bryozoaires.
Z. 4.

Nous avons recueilli, dans cet étage très-fossilifère, des bélemnites, des trochus, une dent de poisson, des pectens des limes et rhynchonelles.

Dolomie.
Z. 5.

L'étage n° 5 est une puissante assise de dolomie, gris blanchâtre dans la cassure qui tranche par sa couleur sombre sur le ton général des terrains voisins; dans l'arrondissement du Vigan, cette assise, qui forme presque partout un escarpement de 40 à 50 mètres de hauteur verticale, est désignée sous le nom de *Rouquet*. On y remarque, à Sumène et au Vigan, des poches de fer sulfuré décomposé; à Sumène, les encrines de la base disparaissent en s'élevant au fur et à mesure que la dolomie se caractérise. Cette modification du calcaire s'opère de bas en haut et ne s'arrête brusquement qu'à la base de l'Oxfordien, car les assises que nous assimilons à la grande oolite et au Callovien sont encore dolomitisées.

Dans la vallée de l'Arre, la zone dolomitique est, au contraire, franchement séparée de l'étage qui lui est inférieur, mais la dolomitisation ne s'arrête toutefois qu'aux premiers dépôts de l'Oxfordien.

Nous avons figuré sur nos coupes I et II un étage dit *pseudo-oxfordien* décrit par M. Pellet (*Bulletin de la Société scientifique et littéraire d'Alais*); il est d'un caractère particulier et on n'en retrouve pas trace à Sumène. Le calcaire est gris, à large cassure, d'une couleur extérieure tout à fait semblable à celle du calcaire oxfordien; les fossiles y sont rares, mais pas totalement absents.

Notes tableaux II donne la coupe de cet étage prise dans le

inférieures, puisque la roche est encore altérée par la dolomie ; il semble que les sources magnésiennes perdent de leur puissance et tendent de plus en plus à se localiser à mesure qu'on s'élève dans l'échelle des dépôts.

Les marnes jaunes, que nous indiquons au-dessus du groupe précédent, d'une épaisseur de 1 mètre, pourraient bien représenter le Callovien. Les fossiles seuls peuvent résoudre la question, et malheureusement nous n'avons trouvé que quelques débris indéterminables. Cet étage semble manquer à la Tessonne.

Callovien.

Notre tableau II indique suffisamment les divisions que nous avons faites dans le terrain oxfordien, divisions que l'on voit aussi sur les coupes Pl. XVI. Les assises marneuses sont généralement à pente faible, tandis que les grosses assises calcaires forment des saillies remarquables au nombre de trois groupes correspondants aux trois escarpements de la montagne de Rang-de-Banne. Le sommet de cette montagne doit, selon nous, entrer dans le terrain Corallien. En effet, c'est à partir des dolomies (n° 9) que le calcaire devient gris blanchâtre dans toute la région de Sumène à Saint-Hippolyte, et c'est aussi à partir de ces dolomies que la couleur blanche, à la Séranne, est nettement accusée et que les fossiles caractérisant le Corallien commencent à apparaître.

Oxfordien.

Les caractères particuliers de l'Oxfordien sont en partant de la base : une partie marneuse avec nombreux fossiles, notamment les *Amm. bipl.*, *tortis*, *cordatus*, etc., etc. (N° 1 et 2 du tableau II.)

L'assise n° 3 semble caractérisée par l'allure crochétée des strates. Les lignes de séparation au lieu d'être lisses présentent des aspérités, des crochets de 5 à 6 centimètres enve-

gris. On remarque en plusieurs endroits divers plissements locaux se manifestant sur les bancs de faible épaisseur.

Le n° 6 est l'étage des pierres lithographiques de Montdardier. Les caractères lithographiques de ces calcaires sont plus ou moins bien déterminés ; mais dans toute la région qui nous occupe ils sont parfaitement reconnaissables. Le grain est moins fin et les bancs sont quelquefois plus épais qu'à Montdardier, mais on ne les reconnaît pas moins à Navacelle, à la Séranne, dans la vallée de l'Hérault, dans celle du Rieutord, dans le Gardon à Anduze, à Alais, et enfin dans la vallée de Chibasse, sous le bois de Païolive.

Nous signalerons dans cet étage, vers le milieu, un horizon fossilifère qui affleure dans la vallée de la Vis, sur les deux versants, et que nous avons indiqué sur notre coupe Fig. 3, PL. XVI. Nous avons retrouvé cet horizon de *Iébratules* en remontant la Séranne et dans la vallée de Rieutord, au k. 13.2 du chemin de fer, entre Sumène et Ganges.

Nos deux divisions 7 et 8 sont les gros bancs à *Polyplocus* dont parle M. Torcapel, ingénieur de la Compagnie P.-L.-M., dans sa note à la Société géologique de France. Enfin, le n° 9 est une assise dolomitique affectant une allure régulière. Cette assise se retrouve à la Séranne et dans presque toute l'étendue de l'Oxfordien, entre la Séranne et Saint-Hippolyte.

Ces dolomies, dans une étude d'ensemble embrassant des localités éloignées, ne peuvent servir de repère que fort rarement ; mais dans la localité qui nous occupe, celles du Rouquet dans l'oolite, et celles de l'Oxfordien n° 9, sont bien des divisions présentant les attributs de l'étage

pittoresques de ces roches et les nombreux labyrinthes de ce bois semblent selon nous dûs à deux systèmes de cassures dirigées perpendiculairement les unes aux autres, ayant pour origine les mouvements du sol provoqués par deux grands accidents à angle droit l'un sur l'autre. Nous voulons parler de la grande faille de Banne et de celle de la Dragonne, l'une orientée E.-O. et dénivellant le houiller de 600 mètres environ ; l'autre orientée N. 20° E. dénivellant le terrain de 100 mètres.

Nous faisons commencer le Corallien au 4^{me} escarpement de notre coupe du Rang-de-Banne au sommet de cette montagne. Ici, comme du reste entre Saint-Hippolyte et Saint-Laurent, cette puissante assise et celles qui la recouvrent sont grises et passent insensiblement au blanc en allant de Ganges vers la Séranne. Ce sont incontestablement les mêmes dépôts, mais blanchissant latéralement ; les fossiles, assez rares d'un côté, abondent en allant vers la Séranne, au fur et à mesure que les calcaires deviennent blanchâtres. Les dolomies n'affectent point d'allure régulière, si ce n'est peut-être le n° 2. Au-dessus et jusqu'au sommet de la Séranne, la roche est dolomitisée, mais sans régularité. Il semble que les sources minérales étaient pendant ces dépôts moins abondantes ou plus divisées.

Corallien.

La calotte calcaire de la montagne de Rang-de-Banne appartient au mur de l'étage n° 4. Les calcaires ont ici les mêmes caractères et les mêmes fossiles qu'à la Séranne. Ils sont blanchâtres, à surface rugueuse, d'un aspect gypseux. Les *Dicéras*, les polypiers et certains térébratules se détachent facilement quand on casse la roche.

Pour terminer cette excursion dans le domaine géologique, Terrain à lignite

pés de ce bassin, dont l'importance industrielle aux portes de Marseille se chiffre en ce moment par une production de 400.000 tonnes par an. Cette immense formation, qui occupe une superficie de plus de 500 kilomètres carrés, où la présence du lignite ne saurait être mise en doute, avait été classée tout d'abord dans le tertiaire moyen, tandis qu'on s'accorde actuellement à la considérer comme faisant partie du crétacé. Quoi qu'il en soit de la classification absolue de ce dépôt, nous pouvons dire qu'au point de vue stratigraphique la division que nous indiquons sur notre tableau n° 3 nous paraît justifiée par la définition de l'étage faite par M. Parran.

Notre tableau n° III (p. 461) indique suffisamment les caractères particuliers de chaque division, sans que nous ayons à les reproduire. Tous ces groupes sont en stratification concordante, et la série des dépôts, dont l'épaisseur totale est de près de 1,500 mètres, semble s'être effectuée dans une mer ou un immense lac calme et tranquille. Les accidents de ce bassin sont généralement peu importants; mais les perturbations latérales qui en ont relevé les bords actuels dénotent, au contraire, un mouvement brusque du sol courant presque Est-Ouest.

Ici comme au Vigan, avant de commencer le sondage, nous avons préparé une grande coupe à peu près suivant la ligne de plus grande pente. Cette coupe nous a permis, grâce à la régularité du terrain, de reconnaître nos étages et d'arriver à point nommé à la couche principale du bassin, la Grande-Mine.

2^{me} PARTIE. — Historique.

et 1.600 mètres de l'affleurement houiller du ruisseau d'Esparou. La plate-forme du sondage fut établie à 13^m,50 au-dessus du niveau de l'eau et à 19 mètres au-dessous du niveau de la route. Cette plate-forme nécessita des terrassements et des murs de soutènement, en pierres sèches. (Fig. 6 et 7, Pl. XVII).

Ces travaux furent commencés le 12 mars 1874, en même temps que le puits de service d'un diamètre de 2 mètres. Ce puits traversa des éboulis du lias et arriva le 14 avril, à une profondeur de 11 mètres, au terrain en place formé par un grès gris dur.

Le 23 avril, on met en marche le battage à la vapeur, après avoir descendu et convenablement assujéti un tube conducteur long de 11 mètres et de 360 millimètres de diamètre intérieur. Le trou devait être attaqué au diamètre initial de 0^m,350. La manœuvre de la sonde est provisoirement faite au moyen d'un treuil à bras. Le cylindre à vapeur (Fig. 16-17, Pl. XVIII) actionne le balancier ; le battage est automatique. On atteint péniblement la profondeur de 32^m,91, le 22 juillet, après avoir perdu 12 jours à la pose d'un treuil à vapeur et 23 jours par suite de la mauvaise qualité de l'acier des tréfans.

C'est pendant cette période qu'on essaie sans succès l'acier Bessemer, l'acier Martin, celui d'Allevard, l'acier anglais et ceux de la maison Burton, etc. On essaie aussi, sans plus de résultat, toute espèce de trempe, au prussiate de potasse, au paquet, etc., mais on n'obtient jamais une dureté suffisante pour attaquer convenablement la roche. De là, des retards considérables et de fréquents calages provenant du refoulement de la lame. C'est par un de ces calages que la sonde fut

les fortes pluies vinrent tout inonder sans laisser l'espoir de pouvoir reprendre de longtemps le travail de fonçage.

On abandonna donc ce travail et l'on déplaça l'axe du forage de 0^m,60 vers le Sud-Est dans le fond du puits de service que l'on avait ainsi poussé jusqu'à 28 mètres de profondeur. On attaqua le nouveau trou, mais au diamètre de 0^m,390, le 25 janvier 1875, après avoir remplacé le treuil Veillon par un treuil Bergeron (Fig. 5-6, PL. XVIII). On avait au préalable descendu un tube de 28 mètres de long sur 0^m,400 de diamètre intérieur.

On marche à un seul poste jusqu'au 8 mars et l'on atteint la profondeur 40^m,10 après avoir chômé quelques jours pour attendre les trépan; la qualité de l'acier continuait à être fort mauvaise.

A 40^m,10, le 8 mars 1875, les éboulements des parties marneuses se déclarèrent, l'on dut descendre une colonne de 0^m,360 de diamètre intérieur et réduire à 0^m,350 le diamètre du forage. On atteint du 16 au 27 mars la profondeur de 60^m,20, et, de nouveaux éboulements s'étant déclarés, on poussa la colonne de 0^m,360 jusqu'à cette profondeur.

L'élargissement nécessaire pour donner passage aux tubes (0^m,06) s'opère avec deux oreilles à charnières reçues par les mortaises des oreilles fixes du trépan ordinaire (nous reparlerons de cet outil au chapitre tubage) au lieu et place des lames fixes A, B (Fig. 3, PL. XIX).

On descend une colonne de 50 mètres et on attend de nouveaux tubes pour continuer le travail d'élargissement et pousser la colonne à 60 mètres.

Ces 60 mètres une fois tubés, les éboulements des parties

238^m,70. Pendant cette dernière période, accidents et arrêts compris, on obtient un avancement mensuel moyen de 21^m,34.

Si l'on remarque que dans ces 170^m,73 on a traversé le grès de Campsavi et les grès et calcaires de la base du trias, roches où l'avancement journalier moyen n'était guère que de 0^m,30 ; si l'on remarque que l'on avait de fréquents éboulements qui, paralysant l'action de l'outil, retardaient l'avancement, que l'on a éprouvé de nombreuses ruptures de tenons de trépan et que l'acier de ceux-ci continuait à être fort mauvais, on regardera comme une marche convenable un pareil avancement mensuel.

Sondage de Navacelle.

Navacelle est situé dans la commune de Saint-Maurice (Hérault), sur la rive droite de la Vis, dans une vallée profonde et pittoresque ; c'est une érosion de plus de 300 mètres de profondeur, sur 2 kilomètres de largeur à la crête, qui sépare en deux parties un immense plateau que couronne l'Oxfordien.

FIG. 8 et 9,
PL. XVII.

L'installation du sondage de Navacelle fut commencée en décembre 1873, mais l'on ne mit en marche que le 20 juin suivant, après avoir creusé un puits de service de 6^m,50 de profondeur sur 2 mètres de diamètre.

On bat à la vapeur dès la mise en marche et les manœuvres sont faites avec le treuil Bergeron (FIG. 5 et 6, PL. XVIII), à un seul cylindre et à deux tambours, l'un portant la cordelette et l'autre la corde de manœuvre. Le diamètre initial est de 0^m,430 et le tube conducteur a 0^m,440 intérieurement, laissant ainsi à l'outil un jeu d'un centimètre. Ce tube doit traverser les alluvions de la Vis et descendre jusqu'au terrain en place. Ce n'est que le 18 septembre que nous touchons ce terrain, et c'est au prix de très-grands efforts que nous parvenons à

On entre ensuite dans les calcaires miroitants du Bathonien, figurés sur la coupe 1 au-dessus de la zone dolomitique dite le *Rouquet*, puis dans ces dolomies, d'une dureté exceptionnelle. Malheureusement notre acier laisse beaucoup à désirer, nos outils s'émoussent et demandent de fréquentes réparations. Nos guides, trop lourds et mal construits, nous font éprouver de nombreux retards, tant par les réparations qu'ils nécessitent que par les rivets qu'ils laissent au fond et que l'outil doit broyer. On touche les dolomies infraliasiques à 195^m,16, le 23 septembre 1875, et l'infralias à 311^m,42.

A Navacelle, comme à la montagne de la Tessonne, dans la vallée d'Arre, les calcaires siliceux noduleux appartenant à l'oolite inférieure reposent directement sur les dolomies infraliasiques, et les étages supérieurs à ce terrain, si bien caractérisés entre Sumène et Saint-Hippolyte, manquent complètement.

De 311^m,42 à 344^m, on traverse des marnes gris-verdâtre et des grès qui appartiennent à l'infralias. A 344 mètres, on entre dans les marnes colorées du trias, et l'on traverse les étages connus de Lasfons et de Cavaillac, sauf l'étage n° 4 qui paraît être confondu avec l'infralias.

Nous remarquons une diminution d'épaisseur pour notre étage n° 2 et nous constatons, au contraire, un développement considérable de notre étage n° 1.

De 497^m,90 à 521^m,32, nous traversons un conglomérat micaschisteux et des conglomérats formés d'éléments calcaires, qu'on retrouve au jour du côté d'Alzon avec une faible puissance, et à Nefflès avec une soixantaine de mètres d'épaisseur.

Ce fait semblerait démontrer que la base du bassin triasique est composé des roches encaissantes et que ces roches varient

calcaires qui, s'ils ne sont pas en place, semblent appartenir à des conglomérats fortement cimentés et composés d'éléments d'un volume considérable ; ce calcaire est cristallin et présente les caractères du terrain paléozoïque des environs du Vigan et de Neffès.

Le 18 mai 1876, à 258^m,66, le surveillant du sondage avait pris le travail à la tâche, et depuis ce jour jusqu'au 18 mai 1877, jour où le travail fut provisoirement arrêté, on fait 235^m,71, soit une moyenne de 19^m,64 par mois.

A pareille profondeur, et dans un pareil terrain cet avancement doit être considéré comme satisfaisant. Il est vrai qu'à partir de mai 1876, on était pourvu de deux outils en acier Holtzer et d'un trépan en acier Krupp, qui nous ont conduit jusqu'à la profondeur de 490^m,20. L'acier Holtzer (marque 4 têtes de bœuf) et l'acier Krupp furent les deux qualités d'acier qui se comportèrent bien dans ces terrains.

L'usure des outils et l'approche de la base du trias nous firent avoir recours pour la continuation du travail à deux trépans d'un diamètre de 0^m,310 seulement que l'on avait en magasin ; cette circonstance nous fit réduire le diamètre ; on se réservait, en cas de succès, d'élargir à 0^m,430 après avoir fait la dépense de nouvelles lames en acier Holtzer.

Le treuil Bergeron, installé dès l'origine du sondage, fut muni d'un deuxième cylindre ; l'installation de ce dernier eut lieu du 20 juin au 2 juillet 1876.

Pendant la période du travail à la tâche, il n'y a eu que des accidents de peu d'importance ; mais pendant la période du travail en régie, nous avons eu trois accidents dignes d'être signalés.

On soupçonne tout d'abord la présence d'un caillou interposé entre la cornière et le terrain, et l'on bat à la glissière pour dégager l'outil. Le trépan joue dans cette hauteur de 0^m,20, et ce n'est que le soir à 9 heures que la sonde est définitivement coincée. On passe un deuxième rang de tiges avec un outil pour toucher le caillou ou constater l'état du trou ; l'on reconnaît que le fond est libre. On écarte l'hypothèse du calage par une pierre, et l'on admet celle du refoulement de la lame en dehors des cornières.

Dans un terrain composé de petits bancs très-durs séparés par de minces filets de marnes, l'outil en mauvais acier, et c'était le cas, se refoule en attaquant le banc dur et prend du diamètre dans la partie marneuse qu'on vient de passer. Le diamètre de la lame étant sensiblement plus grand que le diamètre qu'elle avait précédemment, lorsque l'outil non encore refoulé franchissait le banc dur supérieur, il s'en suit qu'au moment de retirer la sonde on éprouve une résistance à son extraction.

Ce cas se présentait fréquemment dans le courant du travail et l'on évitait les calages sérieux en faisant de courtes battues et visitant souvent la sonde. Malgré ces précautions, dans ce cas, l'outil fut sérieusement coincé. Pour le dégager, l'opération consista alors à limer sur place les parties refoulées de la lame en battant à la glissière et en essayant de faire monter et descendre le trépan ; si ce moyen ne réussissait pas, on attaquerait le terrain entre les cornières avec des lames aciérées convenablement guidées, dites *élargisseurs* (FIG. 9 et 10, PL. XVIII) parce qu'en effet on avait pour but avec ces outils d'augmenter le diamètre du trou au point de calage.

mattresse-tige. Pendant ce temps, un dépôt de boue calcaire se forme ; ce dépôt durcit, enveloppant la lame du trépan, et aggrave l'accident. Ce n'est qu'avec de petites cuillères pouvant pénétrer entre la sonde et le terrain qu'on parvient, après de longues manœuvres, à débarrasser le fond du trou, mais non l'espace compris entre les cornières de l'outil et le terrain.

Le 20 mars, l'élargisseur qu'on a dirigé d'un côté seulement de la lame arrive au bas de cette lame. On visse alors la tête de sonde et les tiges, et l'on agit sans succès sur l'outil, qui remue, mais se coince toujours au même point.

On reprend l'élargissement en modifiant les lames, et l'on attaque de préférence l'autre cornière du trépan. L'élargisseur ayant atteint le bas de l'outil, on visse de nouveau la tête de sonde et les tiges, et, après quelques coups de balancier bien appliqués avec une pression de 6 kil. aux chaudières, le trépan abandonne le point de calage et monte en frottant sur une trentaine de mètres; à partir de là il est libre, et à 2 heures du soir il est au jour.

Nous pûmes constater, à la sortie de l'outil, que les parties refoulées de la lame avaient été limées d'un côté et sautées de l'autre, et nous recueillîmes, encore adhérant au trépan, un petit fragment d'acier de 2 millimètres d'épaisseur et un centimètre de longueur.

Le dernier élargisseur semblait avoir bien travaillé, et cette circonstance, jointe aux efforts faits à la surface avec le balancier et le treuil attelés ensemble, contribua au dégagement.

remontant la soude, elle s'engage à 0^m,70 du fond. En ce moment, le piston du batteur laisse tellement passer la vapeur (les boulons des segments n'agissaient plus par suite d'usure) que l'on doit arrêter.

Malheureusement, au lieu de faire la réparation sur place, (3 boulons à changer), on porta le piston à l'atelier, distant du sondage de 17 kilomètres, et pendant ce temps les boues s'accroissent au fond du trou et aggravent la situation.

L'opération du limage à la glissière n'est attaquée que le 19. La sonde joue sur 0^m,70 et se coince toujours en remontant au même point.

Le 24, après avoir passé l'élargisseur jusqu'à 140^m,98, on visse la tête de sonde et les tiges et l'on agit au moyen du balancier et d'un arbre d'abattage qui prend les tiges et qui est fortement chargé d'un bout. L'allongement des tiges fait croire à un déplacement de l'outil, mais il n'en est rien ; on sort les tiges, on les redresse, et l'on visse pour battre de nouveau à la glissière.

On passe un élargisseur et l'on fait descendre l'outil, qui ne remonte plus qu'à 0^m,15 du fond. Après avoir passé l'élargisseur à plusieurs reprises, et avoir agi sur l'outil par traction et secousses, on arrive au 17 juin. A ce moment les boues sont très-compactes ; on éprouve beaucoup de peine à faire descendre l'outil élargisseur, qui arrive enfin, le 2 juillet, au bout de la lame.

Après des manœuvres très-longues et pénibles, on visse la tête de sonde et l'on attelle les tiges au balancier. C'est en

Le 4 mars 1876, le trépan se cale à 2^m,50 du fond, à la 3^e accident. profondeur de 252^m,54. En battant à la glissière pour le dégager, la 10^{me} tige casse. On prend la 9^{me} tige avec une caracole, mais, en battant de nouveau, on casse la caracole.

On dévisse alors jusqu'à l'instrument, on remplace la tige rompue et l'on agit de nouveau avec la glissière. On fait monter la sonde et elle se cale définitivement à 0^m,90 du fond.

On arrive au 28 mars en renouvelant les manœuvres d'élargissement et de traction par secousses, mais sans résultat.

Le 28 mars, les boues sont tellement dures qu'il est impossible de faire pénétrer l'outil ni la curette. On a l'idée de descendre plusieurs bonbonnes d'acide chlorhydrique au moyen de la cuillère, fermée par un tampon en bois qui se brise sur la tête de l'instrument. Cet acide devait agir dans le fond et ramollir les boues des cornières ; mais au lieu de l'effet attendu il se produit un immense dépôt de boues non attaquées, provenant des parois supérieures. Nous enlevons ces boues, d'abord avec la grande cuillère, et ensuite avec la petite, cette dernière passant entre la sonde et le terrain.

L'opération du curage était fortement contrariée par suite de la présence du guide de ladite sonde et de l'instrument que nous ne pouvions extraire, parce que l'emmanchement de la tête de sonde à la maîtresse-tige était à clavette et non à vis.

Le 27 avril, on arrive au fond avec l'élargisseur ; le curage se fait au-dessous de l'outil. Enfin, le 4 mai, on visse les tiges et l'on agit comme précédemment avec le batteur et le treuil ; l'outil se dégage et monte à 7 mètres du fond, et ensuite au jour. On constate encore un refoulement de la lame.

Depuis cette époque, nous n'avons pas eu d'accident sérieux.

de l'outil et le terrain. Ces boues font office de coin dès que l'on tire sur l'outil.

En cas de calage par le bas, agir énergiquement en battant à la glissière, c'est-à-dire par secousses ; éviter les efforts par traction continue.

En cas de rupture de tige pendant l'accident, ne pas hésiter à dévisser et remplacer la tige rompue, de façon à éviter l'emploi de la caracole, qui est un fort mauvais outil de sauvetage lorsque la sonde est calée par le bas et qu'il faut exercer de fortes secousses pour la dégager.

Donner très-peu de fruit aux cornières du trépan en laissant 5^m/_m de jeu en haut de la lame, entre la cornière et le terrain. Faire les cornières beaucoup plus larges au haut de la lame qu'au bas.

Enfin, se réserver la possibilité de dévisser la tête de sonde de la matresse-tige, afin de pouvoir, après avoir extrait le guide, agir sans trop de peine avec les élargisseurs et circuler autour de l'outil engagé.

Construire en fer de qualité supérieure tout l'outillage, de manière à diminuer les causes de rupture, et par suite les accidents qu'elles peuvent occasionner.

Avoir en double, autant que faire se peut, toutes les pièces susceptibles de rompre.

Sondage de Sainte-Barbe.

Ce sondage avait pour but de reconnaître le terrain houiller, avant l'entreprise de l'approfondissement du puits Sainte-Barbe. Ce puits, de 3^m,50 de diamètre, était cuvelé en bois sur 80 mètres, et le fonçage en avait été abandonné anciennement à la suite d'irruption des eaux ; les appareils d'épuise-

à côté même du puits et ne pas profiter de la profondeur de celui-ci.

Le trou de sonde fut placé dans l'angle Sud-Ouest du bâtiment de la machine d'épuisement, à 5^m,30 du centre du puits et à 2 mètres du mur Sud du bâtiment. Le chevalement du forage servit de chèvre, et le mur Ouest fut percé pour le passage du balancier. Au niveau de la recette du puits fut établi le plancher de manœuvre.

Le forage est attaqué le 12 mai 1876, après avoir creusé un petit puits de 2 mètres de profondeur sur 1 mètre de diamètre et placé un tube conducteur de 4 mètres.

Le balancier est installé provisoirement sur la recette supérieure du puits, et l'on bat à la main jusqu'au 22 mai (profondeur 8^m,60), jour où l'on marche à la vapeur. A ce moment, le tube conducteur est enlevé et le balancier placé à sa position définitive, sur le mur Ouest du bâtiment d'épuisement.

On traverse la base du grès de Campsavi, qui affleure dans ce bâtiment, l'étage n° 2 et l'étage n° 1 du trias. On ne possède qu'un seul trépan avec tenon cylindrique au pas de 8^m/^m. C'est une lame en acier Holtzer soudée à une jambe de trépan hors d'usage. Malgré la pénurie d'outillage et les petites ruptures inhérentes au travail, on atteint la profondeur de 104^m,75 le 8 juillet, soit un avancement de 2 mètres environ par jour. Les dimanches le travail était arrêté pendant 12 heures.

Les éboulements qui survinrent à cette profondeur nous obligèrent à descendre une colonne ayant 320^m/^m de diamètre intérieur. Cette opération fut terminée le 15 juillet, et le 16 on reprenait le forage au diamètre de 310^m/^m. Le 22 juillet, nous sommes de nouveau arrêtés par les éboulements à la profondeur de 117^m,75. Nous avions fait pendant ces 8 jours,

colonne de 320^m jusqu'au fond du trou et à retarder ainsi une nouvelle réduction du diamètre; il fallait donc élargir dans ce conglomérat malgré les difficultés que nous prévoyions pour un pareil travail. Soixante-dix jours furent employés à l'élargissement ou à la descente de la colonne; l'élargissement n'a porté que sur 6^m,87, parce qu'au-dessous du conglomérat les éboulements avaient largement fait la place du tube.

On voit combien ce travail fut long et dispendieux; pour être exact nous devons ajouter que c'est grâce au bon fonctionnement de l'outil que nous avons construit (Fig. 39, Pl. XX) que l'élargissement fut conduit à bonne fin.

Le forage fut repris le 3 octobre et arrêté le 9 à la profondeur de 125^m,10.

L'inclinaison des bancs du trias était de 8 à 10° vers le Sud-Ouest.

Sondage Desprats.

Pl. XVII,
Fig. 10 et 11.

Desprats est un hameau de la commune de Saint-André-de-Buèges (Hérault), sur le revers oriental de la montagne de la Séranne.

Le trias se montre au jour dans une vallée assez large sur plus d'un kilomètre de longueur et sur 2 à 300 mètres de largeur; mais les assises qui constituent ce terrain, comme aussi les terrains supérieurs, sont fortement accidentés.

Cependant, près de Desprats, les marnes rouges et vertes sont à découvert sur une certaine étendue avec une pente vers le Sud de 30° environ; les bancs occupent là une position

Le 17 juin, on atteint la profondeur de 24^m,40, après avoir traversé les marnes et calcaires marneux du trias, et 4 mètres d'un banc de calcaire gris, avec veines spathiques, qui n'a rien de commun avec les calcaires du trias.

Le 27, le travail marche à deux postes, mais lentement. Vers la profondeur de 43 mètres, la sonde se jetant de côté et l'outil fonctionnant mal, on suppose un commencement de déviation ; l'on descend la sonde rigide Deutscher pour aléser et redresser le trou. Ce travail s'opère du 28 juillet au 6 août.

A 44^m,50, le 7 août, on entre dans des marnes grises, mica-cées, que l'on a conservées jusqu'à la fin du sondage (profondeur 189^m,41).

Pour ces trois mois, malgré de très-grands retards occasionnés par le manque d'eau, malgré les petits accidents et les arrêts du dimanche, nous avons fait 48^m,30 en moyenne par mois.

La pente observée à la fin du sondage est de 47° vers le Sud-Ouest ; à la profondeur de 62^m,50, on avait 35°, et sur un échantillon l'inclinaison paraît verticale (profondeur 51 mètres).

Nous n'avons pas eu d'accidents sérieux.

Sondage de Peynier.

Nous avons dit que la surface totale du bassin à lignite des Bouches-du-Rhône était de 500 kilomètres carrés, ce qui donne un massif de 750 millions de tonnes de combustible, en admettant que le mètre superficiel produise 1.500 kil. Le tiers seulement de cette superficie est concédé, mais, comme on le pense, c'est la partie la plus facilement abordable par puits et galeries.

Le sondage fut placé au Nord de la grande concession exploitée par la Société des Charbonnages des Bouches-du-Rhône, et à l'Ouest de la concession de Trets, exploitée par la Compagnie de la Grand'Combe. Le puits fut ouvert à 150 mètres à l'Est

de la Grande-Bastide de Peynier, entre la route de Gardanne à Trets et le chemin de fer. On donna 1^m,50 de diamètre, après muraillement, au faux puits qui fut poussé jusqu'à 9^m,60.

L'installation de la maison de sondage et des appareils, commencée le 4 octobre 1877, fut terminée le 8 décembre suivant. Le battage automatique à la vapeur, attaqué aussitôt après, marcha ainsi jusqu'à la fin du travail survenue le 6 février 1879, à la profondeur de 320^m,03. On a traversé, comme le montre la coupe Fig. 5, Pl. XVII, l'étage charbonneux du terrain à lignite comprenant la couche Grande-Mine ayant une épaisseur utile de 1^m,52.

La traversée des parties marneuses de l'étage n° 4 fut pénible : Une première colonne de tubes de 320^m/^m de diamètre intérieur fut arrêtée à 70 mètres ; le fond du trou était à ce moment à 96^m,27.

Les difficultés d'élargissement et la résistance opposée par le terrain à la descente des tubes, la nécessité de conserver en arrivant dans l'étage charbonneux un diamètre suffisant pour la bonne constatation du terrain, nous font nous décider à retirer la colonne de 320^m/^m et à élargir le trou à 450 millimètres pour passer une colonne de plus grand diamètre (400^m/^m), et arriver ainsi avec certitude sur la partie supposée non éboulée.

Cette colonne de 400^m/^m de diamètre intérieur s'arrête à 78^m,58 et l'élargissement à 400^m/^m est poursuivi jusqu'au fond du trou (96^m,27).

Le 29 juin, on reprend le forage avec le diamètre nouveau, et à 102^m 88, les éboulements nécessitent de nouvelles parties

320^m/^m; la profondeur du forage à ce jour est de 183^m,90 ; le 10, la colonne est au fond, elle repose sur un terrain solide de l'étage n° 2.

Les éboulements n'étant plus à craindre, et cette colonne ne devant pas être poussée en avant, l'extrémité supérieure n'arrive pas au jour comme les précédentes. Elle recouvre de 2 ou 3 mètres seulement la partie inférieure de la précédente colonne. En terme de sondeur, c'est une colonne perdue.

Le sondage se continue ensuite sans incident digne d'intérêt, jusqu'à la fin, survenue le 6 février 1879, à la profondeur de 320^m,03, et après avoir traversé, comme nous l'avons dit, la couche Grande-Mine ayant 2^m,25 de puissance totale et 1^m,52 de très-beau lignite.

3^{me} PARTIE. — Description de l'outillage.

La disposition d'ensemble des divers appareils qui composent un sondage n'est pas sans influer sur la marche rapide du travail. Ici, plus que partout ailleurs, peut-être, les minutes doivent se compter et tout doit être organisé de façon à éviter les pertes de temps. Emplacement.

A ce point de vue, de nos cinq sondages, trois seulement, Navacelle, Desprats et Peynier, étaient placés dans de bonnes conditions. Pour Lasfons et Sainte-Barbe, nous n'avions pas le choix des emplacements.

A Lasfons, le sondage fut placé sur la rive gauche de l'Arre, à 200 mètres de la limite de la concession de Cavaillac. La rive gauche de cette rivière est très-accidentée et le point choisi pour le trou de sonde était certainement le plus convenable, étant donné qu'il fallait autant que possible se rapprocher de la limite de la concession précitée.

Les FIG. 6 et 7, PL. XVII, représentent l'ensemble de l'installation ; la plato-forme fut établie à 13^m,50 au-dessus du niveau de la rivière et à 19 mètres au-dessous de la route nationale n° 99.

Quelques terrassements furent nécessaires pour niveler l'emplacement de la chèvre, de la forge et de la place de manœuvre.

Le baraquement en planches occupait un espace de $9^m \times 17^m$, soit 153^m^2 . La place de manœuvre *j* n'était pas couverte. Le sol de cette place était à $1^m,50$ au-dessus du sol du sondage et le mur limitant la largeur était à 9 mètres du trou de sonde. Cette distance de 9 mètres était insuffisante, aussi l'on était quelquefois gêné pour les manœuvres de la sonde et des tubes.

L'axe du batteur était orienté Est-Ouest, et le treuil était disposé au Sud du trou. Les chaudières Field, au nombre de deux, occupaient l'angle Sud-Ouest du bâtiment.

La pompe alimentaire *h* était placée à mi-hauteur des chaudières et de la rivière; elle refoulait l'eau dans une bêche *e* qui la fournissait aux giffards, et dans un réservoir *g* destiné à alimenter la bêche de trempe.

Le combustible était descendu au moyen de paniers ferrés, ou à dos d'homme, de la route aux chaudières.

L'ensemble de l'installation, resserré entre des limites fort étroites, était peu satisfaisant, et nous éprouvions à chaque instant l'inconvénient de ne pas avoir nos coudées franches.

Navacelle, Desprats, Peynier et même Sainte-Barbe furent mieux partagés sous ce rapport.

A Navacelle, le baraquement en planches occupait une surface de 154^m^2 , soit $14^m \times 11^m$; mais la place *j* était spacieuse; sa largeur, suivant l'axe du treuil et du trou de sonde était de 17 mètres. Les manœuvres de la sonde à l'extérieur

au Sud. Dans l'angle Sud-Ouest, on avait ménagé un petit bureau pour le maître sondeur.

Nous n'eûmes aucun terrassement à faire pour l'établissement de la maison, et l'ensemble de l'installation était très-convenable. Les tréfans étaient trempés à l'eau courante, comme du reste à Lasfons, où l'on ouvrait au moment voulu le robinet de la bêche *g* (Fig. 7).

Deux chaudières Field étaient placées entre le batteur et le treuil.

A Desprats, le terrain était un peu bosselé ; on dut le niveler. La place de manœuvre *j* avait 11 mètres, dans l'axe du treuil et du trou de sonde. Le bâtiment couvert occupait une surface de $15^m \times 9^m$, soit 135^m^2 , non compris le local de la forge *f* et celui du forgeron *i* (Fig. 11).

Le batteur était orienté Est-Ouest et le treuil avait sa place au Nord du trou. Les chaudières, au nombre de deux, celles qui avaient servi à Lasfons, occupaient l'angle Nord-Ouest du bâtiment. L'eau alimentaire, fournie d'abord par le petit ravin, le fut ensuite par un puit *h* que nous creusâmes, et enfin par le trou de sonde. Elle était extraite au moyen de la cuillère et arrivait à la bêche alimentaire après avoir été vidée dans des cornues.

Nous étions réduits à ce mode d'alimentation parce que nous ne pouvions trouver de l'eau aux environs, l'été ayant été particulièrement sec.

On comprend qu'avec de pareilles manœuvres le travail devait souffrir ; aussi, estimons-nous à 4 heures par jour le temps perdu pour l'alimentation pendant la période où nous fûmes obligés de puiser l'eau dans le tron de sonde.

Cette question d'alimentation doit entrer en ligne de compte dans le choix de l'emplacement d'un sondage; l'on ne doit pas craindre, si cela est nécessaire, de faire quelques travaux pour y pourvoir.

A Sainte-Barbe, le faux puits et le bâtiment de la machine d'épuisement servirent de maison de sondage; sur le chevalement d'extraction, on établit la poulie de manœuvre. La place de manœuvre avait une dizaine de mètres à partir du trou de sonde. Le plancher de la recette du puits fut ouvert à l'aplomb du sondage et servit de plancher intermédiaire.

La plate-forme supérieure fut établie sur les moises du chevalement.

Le balancier fut orienté Est-Ouest, et le batteur occupa un espace en arrière d'un mur qui se trouvait entre le puits et le bâtiment de la machine d'extraction. Ce mur fut ouvert à la hauteur voulue pour le passage du balancier et pour la communication facile du batteur au sondage.

La vapeur était fournie par une des deux grandes chaudières du puits au moyen de tuyaux se raccordant sur la conduite de vapeur de la machine d'épuisement.

Le treuil fut installé au Nord du trou et la forge placée à l'extérieur fut couverte en planches. L'eau alimentaire était très-abondante.

A Peynier, l'installation remplissait bien les conditions désirables, mais l'eau d'alimentation puisée dans le trou de sonde était fort sale.

Chèvre.

La chèvre de Lasfons fut disposée dans le principe pour la

Navacelle que pour Lasfons ; la hauteur de nos planchers au-dessus du sol fut modifiée en conséquence.

La chèvre de Lasfons ayant servi à Desprats, et à Sainte-Barbe ayant utilisé le chevalement du puits, nous n'aurons à parler que de la chèvre de Navacelle, de celle de Lasfons et de celle de Peynier.

La chèvre de Lasfons se compose de 4 montants en bois de sapin de 13^m,85 de longueur, ayant 28 × 28^e d'équarrissage au bas et 22 × 22^e au sommet. Ces pièces reposent sur deux semelles en chêne de 30/25^e ; elles sont réunies en haut par un cadre en sapin supportant deux sommiers en chêne de 0^m,20 × 0^m,25, sur lesquels sont fixés les paliers de la poulie de manœuvre. Ce cadre forme un carré ayant à l'intérieur 1^m,30 de côté, tandis que les montants forment à la base un carré ayant 4^m,80 de côté.

Ces montants sont consolidés par des croix de Saint-André de 0^m,25 × 0^m,10, et par des moises de 25/10 à la hauteur voulue par les planchers de manœuvre. C'est sur ces moises que sont établis les planchers, l'un à 5^m,50 du sol du sondage, et l'autre à 4 mètres plus haut. Des échelles mettent en communication les planchers et le sol.

La cote du premier plancher est subordonnée à la longueur maximum des tronçons des tubes à descendre. Nous avons admis pour nos tubes la longueur de 6 mètres, soit la réunion de trois feuilles de tôle de 2 mètres.

La porte de manœuvre avait 7 mètres de haut sur 1 mètre de large.

A Navacelle, les montants ont 16 mètres de longueur sur

Saint-André et des moises sur lesquelles reposent les planchers de manœuvre.

A Peynier, la chèvre a 14^m,70 de hauteur mesurée du sol à l'axe de la poulie. Les montants en sapin ont 30/30^c à la base et 25/25^c au sommet. Les semelles sont en chêne, elles ont 30/25^c (FIG. 1, 2, 3 et 4, PL. XVIII).

Puits de service. A Lasfons, pendant les terrassements et l'installation du baraquement, on creusa un puits de 11 mètres sur 2 mètres de diamètre à travers les éboulis du lias et de l'infra-lias. Ce puits ne fut pas murailté; plus tard, il fut approfondi de 17 mètres pour dégager le trépan calé. Le niveau de l'eau, qui s'élevait d'abord à 12 ou 13 mètres de l'orifice, descendit à 25 mètres environ pendant le forage du trou. Cette dénivellation arriva brusquement le 22 février, à la profondeur de 32^m,50.

A Navacelle, le puits de service fut poussé à 6^m,10 dans les alluvions. On lui donna 2 mètres de diamètre; il fut murailté en maçonnerie ordinaire.

A Desprats, le puits fut poussé à 6^m,10 et murailté en maçonnerie ordinaire.

A Sainte-Barbe, on creusa un puits de 2 mètres de profondeur; on attaqua le forage par le battage à bras d'hommes, après avoir installé provisoirement le balancier sur la recette du puits.

Le puits de service de Peynier fut poussé à 9^m,60 sur un diamètre de 1^m,50 après muraillement.

Dans chacun de ces puits, on descendit un tube conducteur au diamètre voulu.

L'utilité de ce puits se justifie lorsque, comme nous, on attaque directement le travail à la vapeur. La sonde avant

de 7 à 8 centimètres d'épaisseur, supportés par des pièces en chêne de 0,20/0,25 d'équarrissage, rapprochées de façon à laisser un orifice carré, circonscrivant un cercle d'un diamètre un peu plus grand (0^m,10 environ) que le diamètre initial du trou.

Deux de ces pièces en chêne étaient placées sous les deux autres de manière à pouvoir compter sur une section transversale de 0^m,20 de large et 0^m,50 de hauteur (Fig. 20 et 21, PL. XVIII).

On ne doit pas oublier qu'avec des manœuvres fréquentes comme à Navacelle, et avec la grande vitesse imprimée tant à l'ascension qu'à la descente de la sonde, ce plancher doit pouvoir résister à de grands efforts. Ainsi, par exemple, à la profondeur de 550 mètres, la sonde et les tiges pèsent 3.000 kilog. à l'arrivée et 500 kil. au départ. C'est donc ce poids considérable qui, pour une manœuvre, aller et retour, repose cent dix fois sur le plancher, presque toujours brusquement. Cette manœuvre se répétant deux fois par 24 heures, on voit l'utilité d'un solide plancher.

Nous avons employé, à Lasfons, le treuil Veillon, et plus tard le treuil Bergeron, tous les deux à deux tambours.

Treuil à vapeur,
PL. XVIII,
Fig. 5 et 6.

Le treuil Veillon a servi au sondage de Sainte-Barbe, et le treuil Bergeron au sondage Desprats et à celui de Peynier.

C'est le modèle Bergeron qui fut adopté à Navacelle avec addition d'un deuxième cylindre à partir de la profondeur 278^m,12.

L'un et l'autre de ces treuils actionnaient deux tambours par l'intermédiaire de roues dentées. Le tambour de la cordelette (cuillère) est placé sur le devant, et le tambour du câble de manœuvre est placé à l'arrière. Sur l'un s'enroule

Le cylindre à vapeur est placé verticalement et en porte-à-faux sur la face extérieure d'un bâti (le deuxième cylindre, à Navacelle, fut disposé sur l'autre bâti), et commande l'arbre de couche portant le volant. Sur cet arbre sont calés des pignons qui engrènent à volonté avec l'une ou l'autre vitesse du tambour de manœuvre, ou avec le tambour de la cordelette qui n'a qu'une vitesse.

Chaque tambour est muni d'un frein indépendant, à la portée du conducteur de la machine. Dans le treuil Bergeron, le frein est à pédale pour le tambour de manœuvre, et à vis pour le tambour de la cordelette.

A Lasfons et à Desprats, on avait installé un frein à pédale unique agissant sur le volant.

Principales conditions du treuil Veillon :

Longueur maximum mesurée aux bâtis		1 ^m ,50
Largeur maximum, non compris le porte-à-faux du cylindre à vapeur		1,20
Hauteur		1,45
Diamètre du piston à vapeur		0,16
Course id. id.		0,25
Diamètre du tambour de manœuvre		0,30
Tambour de manœuvre.	Grande vitesse. Nombre de dents du pignon .	15
	D° de la roue .	90
	Petite vitesse. 1 ^{er} pignon, nombre de dents.	28
	1 ^{re} roue, d°	90
	2 ^e pignon, d°	15
	2 ^e roue, d°	90
Diamètre du tambour de la cordelette		0 ^m .31

Eu supposant une marche de 120 coups de piston par minute, la vitesse moyenne du câble de manœuvre, à la grande vitesse, est de 37^m,68; tandis que la vitesse de ce câble, lorsque le pignon de la petite vitesse est embrayé, est de 11^m,24. Le rapport de l'une à l'autre vitesse est de $\frac{1}{3,21}$.

La vitesse du câble de curage est de 20^m,72 pour la même marche du piston moteur.

Principales conditions du treuil Bergeron :

Longueur, extérieurement aux bâtis	2 ^m ,35	
Largeur (non compris le cylindre à vapeur)	1,65	
Hauteur	2,00	
Diamètre du piston	0,253	
Course du piston	0,193	
Diamètre du tambour de manœuvre	0,30	
Largeur du tambour d°	0,16	
Hauteur des flasques	0,33	
Tambour de manœuvre {	Grande vitesse. Nombre de dents du pignon .	12
	D° de la roue. .	72
	Petite vitesse. Nombre de dents du pignon .	12
	D° de la roue. .	83
Diamètre du tambour de la cordelette.	0 ^m ,40	
Largeur	0,70	
Hauteur des flasques	0,30	
Pignon, nombre de dents	13	
Roue commandée, id.	83	
Diamètre des roues des freins	0,80	

Avec une vitesse de 120 tours par minute au piston moteur, on obtient :

Avec cette vitesse et une pression de 6 kil. aux chaudières, on peut obtenir un travail effectif de 25 chevaux-vapeur ; mais la marche normale est à 4 kil. aux chaudières, soit environ 3 kil. effectifs sur le piston, ce qui donne encore un travail de 12 à 15 chevaux-vapeur. A Navacelle, l'addition d'un second cylindre double cette puissance ; cette force n'est pas exagérée pour une profondeur de 550 mètres.

L'extraction ou la descente de la sonde à Navacelle s'effectuait à la grande vitesse jusqu'à la profondeur de 350 mètres. En dessous de ce point, on marchait à la petite vitesse, c'est-à-dire sept fois moins vite.

A la profondeur de 500 mètres, nos manœuvres prenaient une heure à l'ascension et autant à la descente ; soit 2'',5, par mètre parcouru à la grande vitesse et 17'',5 par mètre parcouru à la petite vitesse. Nous aurions gagné 40' à l'ascension et autant à la descente si notre treuil nous avait permis, dans tout le parcours du trou, de marcher à la grande vitesse. Nous considérons donc le treuil Bergeron comme trop faible pour des sondages profonds ; car nous estimons que ces appareils, indépendamment de leur stabilité qui fait un peu défaut dans ce modèle, doivent satisfaire à deux conditions essentielles : force et vitesse.

Sans doute une trop grande vitesse de la sonde dans le trou peut occasionner un accident grave si, à un moment donné, cette sonde offre une résistance capable de faire rompre une tige, le câble, ou quelque organe du treuil ; ou bien si, pendant la descente, l'outil touche et s'arrête à quelque aspérité du trou ou des tubes. Mais un bon sondeur pare à cet inconvénient en ayant son trou parfaitement cylindrique et bien alésé et en évitant convenablement la sonde et les tiges. Ainsi à Nav-

sont maintenant dans l'axe de distance en distance par des guides faisant corps avec la tige (Pl. XIX, Fig. 29).

Voici le détail du temps employé à Navacelle pour une manœuvre complète, avec curage, à la profondeur de 481 mètres :

Arrêt du battage. à 8^h,41' du matin.

Commencement de l'ascension à 8,50'

(9' pour mettre le balancier de côté et placer les hommes à leur poste).

Fin de l'ascension à 9,35'

Pendant l'ascension on a monté 16 tiges à la petite vitesse et 32 à la grande.

La grande vitesse prend 30'' par tige, aller et retour de l'anneau, dévissage et vissage compris, et la petite vitesse, 75'' pour le même travail.

On met la sonde de côté et l'on place la cuillère sur le trou de sonde de

9,35'

à 9,42'

Curage, deux voyages, fin. à 10,18'

La sonde est sur le trou à 10,20'

Descente de l'outil à 10,22'

2' pour vérifier l'instrument à chute,

Arrivée à 11,10'

Mise en marche du battage à 11,25'

15' pour mettre le balancier en place, régler la course de battage et la vis d'appel.

Total 2^h,44'

Si l'on déduit pour le curage 0,36'

Il reste

2^h,08'

câble qui a servi à Desprats et à Navacelle ; cependant, pour ce dernier sondage et pour celui de Peynier, nous avons dû porter la section à 0,160/0,045. Il est nécessaire que le câble de manœuvre puisse supporter un effort de plus de 10,000 kil. sans rompre, car l'on est amené quelquefois à faire de pareils efforts pendant un accident.

Le câble de la cuillère est rond, de 22 à 25^m/_m de diamètre, suivant les profondeurs. Un câble de 400 mètres en fil de fer galvanisé, diamètre = 0^m,025, nous a rendu d'excellents services.

Pour terminer le sondage de Navacelle, profond de 550 mètres, nous dûmes épisser ce câble galvanisé avec un câble de 200 mètres de long en fil de fer ordinaire.

La ligature du câble plat avec l'anneau de manœuvre consiste à retourner le bout sur 1^m,20 environ et à prendre les deux parties dans des brides en fer plat de 60/12 espacées de 0^m,70. On charge le bout du câble d'un certain poids pour faire équilibre au brin qui s'enroule sur la bobine, afin que l'anneau, arrivant près de la poulie de renvoi, ne soit pas entraîné, et que, de plus, pendant la descente de l'anneau, le poids de cette partie du câble tende suffisamment l'autre brin (Fig. 11, 12 et 13, PL. XVIII).

La ligature du câble de la cuillère consiste en deux noix, modèle des plans inclinés des mines de Portes (Gard), espacées de 0^m,40 l'une de l'autre (Fig. 14 et 15, PL. XVIII). On interpose entre les vis de pression des noix et les brins du câble des morceaux de fer feuillard mince, afin que les vis n'agissent pas directement sur les fils.

Batteur.

Le batteur des sondages de Lasfons et de Desprats a été construit à Nîmes dans les ateliers de M^{me} V^e Marignan (Fig. 16 et 17,

Le piston du batteur Marignan a 320^m/^m de diamètre, et sa course peut atteindre 1 mètre. Ce piston est en fonte avec segments en acier formés d'une seule couronne, ce qui est défectueux au point de vue du serrage à donner, lorsque le contact des segments avec le cylindre est insuffisant.

La tige du piston porte un T ou joug auquel sont reliés les galets-guides glissant dans deux montants verticaux, les bielles s'adaptant au balancier et le bras horizontal commandant la tige du tiroir. Le tiroir est vertical et placé en avant du cylindre, à 0^m,39. Par suite, le bras horizontal, d'une trop grande longueur, casse souvent; nous en avons toujours un de rechange prêt à remplacer celui qui viendrait à se rompre. La tige du tiroir n'étant pas guidée par le haut, nous dûmes disposer une traverse indépendante du batteur pour obtenir ce résultat.

Le batteur Bergeron est construit sur les mêmes principes. Le diamètre du piston est de 320^m/^m, et la course peut atteindre 0^m,85. Le piston porte des segments en acier auxquels on peut donner le serrage voulu au moyen de trois vis placées sur les sommets d'un triangle équilatéral.

Ce batteur avait été construit pour marcher avec détente; nous avons dû rejeter cette complication qui est non-seulement inutile, mais nuisible. En effet, la détente ralentit la marche du piston au moment où celui-ci arrive au bas de sa course; or, c'est à ce moment que le balancier doit s'arrêter brusquement sur le heurtoir pour faire jouer le déclic de l'outil travaillant; avec la détente, le choc est insuffisant et le déclanchage ne s'opérerait pas.

Le levier de détente est fixé à la tige du piston par un boulon.

La course du piston est réglée sur la tige du tiroir au moyen de deux brides fortement vissées qui prennent cette tige à une distance convenable. On interpose au-dessus de la bride inférieure et au-dessous de la bride supérieure des torons de chanvre qui amortissent le choc du bras horizontal et diminuent les ruptures. En ajoutant ou supprimant de ces torons, on obtient très-bien la course voulue et la marche automatique de l'appareil. Il est nécessaire cependant qu'un ouvrier ne s'éloigne pas du batteur, pour régler au moyen du robinet l'admission de la vapeur ou arrêter le battage s'il y a lieu.

La tige du tiroir de distribution est tenue verticale par la seule action du presse-étoupes, il faut donc veiller au serrage de celui-ci, afin d'éviter la projection du tiroir au fond de sa boîte, ce qui occasionnerait la rupture de la première pièce. Cette tige est guidée par le haut par une pièce reliée aux montants du batteur.

A Navacelle, la tige du piston du batteur commandait une petite pompe prenant l'eau chaude d'un réchauffeur Buffaud et la refoulait dans les chaudières.

La tige du tiroir, placée verticalement à une distance assez grande de l'axe de la tige du piston, est commandée, avons-nous dit, par un bras horizontal qui casse fréquemment. Cette disposition, ainsi que celle de la verticalité de la tige, qui oblige à serrer plus ou moins fortement le presse-étoupes pour que cette tige ne se déplace pas par son propre poids, sont vicieuses, mais il semble facile de remédier à ce défaut en adoptant la disposition d'un tiroir horizontal commandé par un levier coudé.

à la profondeur de 230 mètres, on manquait quelquefois de vapeur.

A Navacelle, ce sont deux chaudières du même système, l'une de 12^m et l'autre de 16^m qui furent en service. On n'a jamais manqué de vapeur. Les unes et les autres sont timbrées à 6 kil.

Chaque chaudière était desservie par un appareil Giffard ; à Navacelle l'alimentation pendant le battage a eu lieu au moyen d'une pompe foulante prenant l'eau chaude dans un réchauffeur Buffaud. Quoique cher, cet appareil, qui utilise le calorique de l'échappement, rend de bons services. Le désincrustant employé a été d'abord la glycérine et ensuite le produit Molière. Ce dernier donne de bons résultats. Nos eaux, surtout celles de Lasfons, Sainte-Barbe et Desprats, étaient séléniteuses.

Rarement, pendant le battage à Navacelle, la pression dépasse 3 kil., et la dépense en combustible pour cette opération reste la même lorsqu'on a le soin de bien équilibrer le balancier et qu'on tient en bon état le piston et la distribution du batteur.

Nous avons employé le chêne pour Lasfons, Navacelle et Desprats. Pour Sainte-Barbe, nous nous sommes servis d'une forte pièce de sapin. Néanmoins, pour un sondage devant atteindre une profondeur de plus de 200 mètres, on ne doit pas hésiter à construire cette pièce avec soin.

Balancier
et chevalot.

A Navacelle et Lasfons, l'axe du batteur était à 6 mètres de l'axe du trou de sonde, et le point d'appui du balancier à 2^m,25 ; de sorte que le bras du levier de la puissance était de 3^m,75 et celui de la résistance de 2^m,25.

Plus tard, à Lasfons, par suite du déplacement du trou, la

pour 2^m,30. A Sainte-Barbe, le grand bras du levier avait 3^m,25 et le petit 2^m,25.

A Navacelle, après la rupture du premier balancier construit en deux pièces de chêne juxtaposées et fortement bridées, on a placé un levier de 7^m,55 de longueur d'une seule pièce de chêne et l'on a rapproché le point d'appui vers le trou de sonde de 0^m,08. Les points d'attache sont fixés de manière à donner au grand bras de levier. 3^m,83

Au petit bras 2^m,17

Le point d'attache du grand bras (côté du cylindre batteur) est à 0^m,25 de l'extrémité la moins forte du balancier, tandis que le point d'attache du petit bras (à l'aplomb des tiges) est à 1^m,30 de l'autre extrémité. La section en tête est de 45/30, et en arrière, du côté du batteur, 35/25. Ce levier est, de plus, renforcé par une bonne pièce de chêne de 4^m,00 × 0^m,30 × 0^m,20 placée en son milieu et fortement armée de brides en fer plat de 50/10.

La rigidité du levier de battage est une condition très-importante. Elle diminue les manques du déclic de l'outil travaillant et les ruptures du batteur. Cependant, si cette rigidité était absolue, les ruptures des tiges et des autres appareils seraient plus fréquentes, surtout en battant 50 à 60 coups par minute, marche habituelle de nos sondages. On obtiendrait plus facilement cette rigidité en diminuant la distance de l'axe du trou à l'axe du batteur, mais on diminuerait aussi l'espace qu'il est bon d'avoir autour du trou pour toutes les manœuvres de la sonde et des tiges.

Le balancier est monté sur un chevalet ou chaise en chêne, qu'on doit rendre aussi solide que possible. Les sommiers qui portent l'axe du levier ont 0,50/0,30/1,20. Aux deux extrémités du balancier on avait tout d'abord placé deux heurtoirs, pièces verticales en chêne, destinés, celui d'arrière à opérer le déclic, et celui d'avant à retenir le levier dans sa chute. A Lasfons et Navacelle, tout en conservant le heurtoir d'arrière.

on a remplacé le heurtoir de tête par un chevalet de battage (Pl. XIX, Fig. 1) emprisonnant la tête du balancier; c'est par le choc en haut de cette partie du balancier que s'opère le déclenchement. On règle la course à donner à l'outil par des tasseaux d'épaisseurs que l'on place au-dessus ou au-dessous de la tête du balancier.

Ce chevalet de battage doit être solidement fait, solidement fixé au sol, et relié aux pieds droits de la chèvre. La pièce supérieure qui reçoit le choc opérant le déclenchement de l'outil travaillant doit être reliée à la semelle au moyen de deux forts boulons. La traverse qui reçoit le choc en bas est soutenue à l'aplomb du balancier par un étau vertical assemblé à la semelle et boulonné sur le côté à l'un des montants. Du côté opposé à cet étau, la traverse supporte le levier de battage pendant le repos du balancier, au moment de la manœuvre des tiges ou du curage.

Le trépan est la pièce essentielle d'un sondage qui doit traverser des roches dures comme celles de l'oolite, du lias et du trias du Gard. Le type de nos trépans pour un trou de 0^m,430 de diamètre consistait en une pièce en acier du poids de 350 kil. environ, ayant 0^m,60 à 0^m,70 de lame, 1^m,90 de hauteur totale et 140^{mm} d'équarrissage à la jambe (Pl. XIX, Fig. 3 à 7). Au haut de la jambe, avant le ténon, un renflement convenable portait deux mortaises à queue d'hironde destinées à recevoir deux oreilles fixes calibrant le trou à 2 millimètres près et placées suivant un plan perpendiculaire à celui de la lame (AB, Fig. 3, Pl. XIX).

L'épaisseur de la lame au haut a varié de 70 à 80^{mm}, tandis qu'au ciseau elle avait 30 à 40^{mm} suivant le terrain. Dans le terrain dur, pour un diamètre de 0^m,430, une force de 40^{mm} est nécessaire. Perpendiculairement au plan du ciseau, la lame porte deux cornières épousant la circonférence du trou sur 120^{mm} pour chaque cornière (Fig. 6 et 7).

La largeur de la lame en *xy* (Fig. 5) est de 20^{mm} inférieure

Trépans.

à celle du calibre, de façon à laisser entre le terrain et la partie supérieure de la lame un jeu de 10^{mm} . Les épaulements sont arrondis afin d'empêcher les fragments de roche se détachant des parois de pénétrer entre la cornière et le terrain.

Le jeu de 2 ou 3^{mm} laissé aux oreilles fixes a été suffisant pour maintenir l'outil et assurer la verticalité du trou.

L'assemblage du trépan à la matresse-tige (Fig. 60, Pl. XV), comme l'assemblage de cette matresse-tige à la tête de sonde (Fig. 31, Pl. XIX), se fit tout d'abord au moyen de tenons cylindriques avec filets triangulaires, au pas de 8^{mm} . Le corps du tenon était de 66^{mm} et la profondeur du filet était de 7^{mm} ; hauteur du tenon, $0^{\text{m}},10$. Ces tenons ont résisté pendant un certain temps, aussi bien à Lasfons qu'à Navacelle (le sondage de Sainte-Barbe fut fait en entier avec un pareil assemblage); mais après un travail de quelques mois, et après de nombreuses ruptures, nous avons dû essayer les tenons au pas de 10^{mm} et donner au corps un plus fort diamètre ($0^{\text{m}},074$). Nous essayâmes simultanément l'assemblage à clavette, et enfin le tenon conique au pas de 14^{mm} à filets trapézoïdaux (Pl. XIX, Fig. 2). Ces derniers seuls donnèrent un bon résultat, sans toutefois nous satisfaire complètement; aussi, nous n'hésitons pas à recommander, comme étant supérieur à tous autres, le tenon conique à filets triangulaires de $12/8$ ayant un diamètre utile de 120 à la base et 100 au sommet pour une hauteur de 180^{mm} . Il ne faut pas perdre de vue que dans ces assemblages on doit obtenir trois conditions essentielles : éviter la rupture des tenons, celle des filets et se réserver un serrage progressif au fur et à mesure de l'usure.

Le raccord du tenon au corps du trépan doit se faire en quart de rond; la distance du renflement de la jambe qui porte les

saillante que dans l'angle rentrant, afin d'éloigner les causes de rupture.

Nous venons de décrire notre type de trépan et d'en donner les dimensions principales pour un trou du diamètre de 430^{mm} ; pour des trous de diamètre différent, le type reste le même, les dimensions seules varient. Ainsi, pour un diamètre de 350^{mm} , une jambe de 0,12/0,12 est suffisante, comme aussi une jambe de 10/10 pour un diamètre de 270^{mm} . L'épaisseur de la lame, la largeur des cornières seront réduites en conséquence, mais il est bon de se réserver toujours une lame de 50 à 60 de hauteur. Notre sonde, ou outil travaillant, était donc composée de trois pièces principales : trépan, mattresse-tige et tête de sonde, réunies ensemble par des tenons coniques à filets trapézoïdaux. Le poids total était de 500 à 550 kil.

Dans la traversée des dolomies infraliasiques à Navacelle, les ruptures fréquentes du tenon reliant le trépan à la mattresse-tige nous amenèrent à souder cette mattresse-tige au trépan, sans que toutefois la hauteur totale dépassât 3 mètres, et à supprimer ainsi celui des assemblages qui cassait le plus fréquemment. (Voir les Fig. 8 et 9, Pl. XIX.)

Avec un pareil outil, la tête de sonde peut encore, en cas d'accident, se dévisser de la mattresse-tige ; l'on n'a plus dans le fond, après l'extraction du guide et de ses accessoires, que la mattresse-tige et le trépan autour desquels il est facile de pénétrer.

Nous avons maintenu cet outillage jusqu'à la fin du sondage fonctionnant alternativement avec deux lames assemblées, comme le montre les Fig. 10, 11 et 12, Pl. XIX.

Cet assemblage a été utilisé de la sorte sous Glorion et

à section carrée de 120^{mm} de côté ; 2° deux demi-lames assemblées à cette tige par des tenons coniques à clavette ; 3° l'instrument à chute relié avec la tige par un fort clavetage.

Sur la sonde sont disposées trois ou quatre séries de dents repasseuses fixes, assemblées avec la tige principale par de forts clavetages.

L'ensemble prend 7 mètres de hauteur.

Les avantages de cette sonde sont sa rigidité, son guidage parfait et la possibilité d'avoir des lames en bon acier, par suite des dimensions réduites qu'on peut donner aux pièces travaillantes. Mais le grave inconvénient d'une pareille sonde, d'un poids de 1.000 kil. avec ses oreilles remplissant un trou de 350^{mm} de diamètre, c'est l'impossibilité à peu près complète de faire pénétrer autour d'elle les outils élargisseurs ou autres, si la sonde se cale par le bas ou se trouve prise par une pierre, un morceau de fer ou tout autre objet engagé entre le terrain et les cornières. Nous avons été pris trois fois à Navacelle, comme nous l'avons dit plus haut, par des calages par le bas, et nous ne nous sommes dégagés qu'après avoir, avec des outils élargisseurs circulant autour de la sonde, élargi suffisamment le trou pour laisser la lame libre. Si dans ces trois accidents, au lieu d'avoir une sonde pouvant se dévisser par parties, nous avions eu au fond la sonde rigide Glorieux-Deutscher, haute de 7 mètres environ, notre trou, nous n'hésitons pas à le dire, aurait été gravement compromis.

Les FIG. 10, 11 et 12 de la PL. XIX représentent l'assemblage des demi-lames Glorieux-Deutscher. Les portées et

venait s'adapter, par l'intermédiaire d'un assemblage conique à filets trapézoïdaux, la tête de sonde et l'instrument à chute.

La rigidité de notre sonde était largement suffisante pour les terrains que nous avons attaqués ; cependant, dans les parties cavernueuses, nous avons la précaution de placer sur la maitresse-tige, à 1 mètre ou 1^m,50 de la lame du trépan, un guide fixe fortement boulonné.

Nous avons passé en revue, pour l'exécution des sondages de Lasfons et de Navacelle, tous les aciers en renom. L'acier Krupp, et notamment l'acier Holtzer de Firminy (Loire), nous ont seuls donné entière satisfaction. Les lames Holtzer en acier corroyé (4 têtes de bœufs) nous étaient, sur notre demande, adressées prêtes à souder à la jambe du trépan, comme le montrent les Fig. 15 à 19 (PL. XIX), ou prêtes à souder au corps même de la lame, comme l'indiquent les Fig. 20 à 24 de la même planche. Dans l'un et l'autre cas, après la soudure, le ciseau et les cornières étaient façonnés par le forgeron du sondage.

Aciers.

Nous ne recommandons pas la soudure indiquée par les Fig. 20 et 21. Avec ce procédé, on use bien l'acier jusqu'au dernier morceau ; mais l'économie réalisée de ce côté est absorbée par le travail que nécessite une pareille soudure.

L'acier Holtzer possède du nerf, ne saute pas, prend la trempe facilement. Cette opération se fait à la volée, à la température rouge cerise, mais une température plus élevée n'occasionnait pas les gerçures que nous éprouvions avec les autres aciers, notamment avec l'acier fondu. Du reste, l'acier fondu,

Instrument
à
chute libre.

Les FIG. 13 et 14 (Pl. XIX) représentent notre type d'instrument à chute; les FIG. 25 et 26 donnent les détails du déclic.

Cet outil à chute se compose de deux platines en fer plat de 120^{mm} de largeur sur 25^{mm} d'épaisseur. La largeur est portée à 160^{mm} dans la partie qui reçoit le déclic. Ces deux platines sont réunies par un fort clavetage sur un bout de tige portant un assemblage mâle auquel vient se raccorder la ligne des tiges. Ce bout de tige est renforcé par le bas et ajusté de manière à laisser un jeu de 53^{mm} entre les deux platines. Ce renforcement porte un épaulement contre lequel viennent butter les parties supérieures des platines.

A la partie inférieure de ces pièces, on ménage une ouverture de 140^{mm} sur 35^{mm} devant recevoir la clavette qui relie la tête de sonde à l'instrument à chute. De la position de cette clavette dépend la course ou hauteur de chute que l'on peut donner à l'outil travaillant. Cette course était de $0^{\text{m}},700$, mais la hauteur de chute ne dépassait guère $0^{\text{m}},350$. Cet excès de jeu est nécessaire d'abord pour éviter le choc de la tête de sonde sur la clavette qui relie cette pièce à l'instrument, mais surtout pour se réserver, en cas d'accident, le moyen de battre sur l'outil en remontant.

La position du déclic ou taquet n'est pas indifférente non plus; on doit se réserver un jeu de 8 à 10 centimètres entre le sommet de la tête de sonde et l'assemblage des platines au moment où la tête de sonde est prise par le taquet (FIG. 13, Pl. XIX). Ce jeu permet, dans le cas où le trépan est coincé à

on a ménagé sur une des platines une ouverture orientée de façon que le taquet ne se présente pas en face pendant le mouvement qu'il décrit en marche régulière. Les œils des platines recevant ce taquet sont munis de rondelles en acier non trempé, convenablement ajustées et retenues par une petite vis. Par suite, l'usure porte sur l'axe du taquet ou sur ces rondelles qui sont facilement remplacées ; on évite ainsi l'usure des platines.

La palette est en deux pièces réunies par deux petits boulons rivés, *b*. Elle est assemblée par un trou carré et une goupille de chaque côté du taquet extérieurement aux platines. Le déclic occupe la position *p* (Fig. 25). La palette est arrêtée en ce point par le bord des platines. Au moment où le balancier arrive au haut de sa course en heurtant violemment le chevalet de battage ou le heurtoir d'arrière, la sonde tend à continuer son mouvement d'ascension. Le contact de la tête de sonde et du taquet ne s'opère plus, le taquet prend la position *p'* et l'outil tombe sous l'action de son poids. La vibration des tiges et l'inertie de la palette font ouvrir le taquet qui reste dans la position *p'* retenue par l'eau pendant la descente de l'outil à chute. Il reprend sa position *p* au moment où le mouvement d'ascension se reproduit. A ce moment, le jeu entre l'extrémité des taquets et la tête de sonde est très-faible et n'est appréciable que pour l'ouvrier expérimenté qui tient la barre. Un jeu trop considérable provoque des ruptures fréquentes et dénote un vice dans l'assemblage du déclic. Il convient, dans ce cas, de remonter la sonde pour porter remède à ce vice.

Le contact du taquet et de la tête de sonde est tel que celle-ci doit se détacher sous un choc peu violent, mais

On place à chaud des épaisseurs en fer e (Fig. 25), afin de maintenir la verticalité de la tête de sonde pendant le jeu de l'appareil.

Ce déclic est simple, de réparation facile et permet une marche rapide que nous avons portée quelquefois à 60 coups par minute. Il fait peu saillie dans le trou de sonde et permet de passer dans un diamètre de 16 à 18 centimètres, en réduisant en conséquence les dimensions de tous les organes de l'appareil.

Tête de sonde. La tête de sonde (Pl. XIX, Fig. 30) est en fer fin. Elle supporte de très-forts chocs, et nous avons éprouvé, surtout à Navacelle, de nombreuses ruptures. La tête est en acier trempé à la surface de contact avec le laquet. Nous avons dit que le profil de ce contact s'obtenait une première fois par tâtonnement, ensuite au gabarit. Le dernier coup de lime se donne sur le trou de sonde après essai du jeu du déclic.

Les ruptures de cette pièce ont lieu généralement au point de raccord x de la partie plate avec le renflement qui porte l'assemblage à vis ; aussi doit-on soigner ce raccordement. La rainure ab dans laquelle glisse la clavette de l'outil à chute, clavette qui réunit ces deux pièces, est longue de 0^m,850, laissant un jeu de 700^m/^m.

Mattresse-tige. La mattresse-tige (Pl. XIX, Fig. 31) est une pièce en fer de 3 mètres de long sur 0^m,10 d'équarrissage dans la partie carrée du bas, et 0^m,10 de diamètre dans la partie cylindrique. La partie carrée est ménagée pour permettre le dévissage du trépan qui s'adapte à l'assemblage femelle de la mattresse-tige.

La partie supérieure est alésée, sur un mètre environ, au diamètre de 100^m/^m. Cette partie reçoit le guide (Fig. 27) et

Afin d'éviter l'assemblage de la maîtresse-tige au trépan, cause de ruptures fréquentes dans un terrain dur, la maîtresse-tige fut soudée à la partie supérieure du trépan. La longueur de la maîtresse-tige avait été réduite de manière à ne pas dépasser 3 mètres de longueur totale.

Nos premiers guides, de construction très-difficile, furent rejetés; nous nous sommes arrêtés au type qu'indique la Fig. 27, PL. XIX. Les colliers sont en fer plat de 70/20^{m/m}. Les branches, au nombre de quatre, en fer plat de 40/10^{m/m}, sont soudées aux colliers; une frette en fer de 80/10 recouvre cette soudure. L'excès de largeur, 10^{m/m}, se rabat vers l'intérieur du guide pour empêcher la chute des branches en cas de rupture de celles-ci. Cette rupture a lieu quelques fois, mais le guide n'en continue pas moins à fonctionner.

Guide-sonde

Le complément indispensable de tout guide est la boîte à caoutchouc (Fig. 28) renfermant trois ou quatre grosses rondelles en caoutchouc. Nous avons fini par supprimer la boîte et interposer le caoutchouc entre deux simples rondelles de fer plat.

En cas d'accident, ces guides s'enlèvent facilement avec un crochet à deux branches. Ils offrent, dans tous les cas, un passage aux outils de secours. Les branches sont préservées de l'usure par des morceaux de fer de rampe qu'on rive sur les branches et qu'on remplace au fur et à mesure de l'usure. Le diamètre du guide ne doit pas être inférieur de plus de 10^{m/m} à celui de la lame du trépan.

Les tiges sont en fer carré de 25^{m/m}, fer de premier choix, soudant parfaitement. La longueur de la tige fut réduite de 12 mètres à 10 mètres, elles pèsent ainsi 50 kil. environ l'une. Les

Tiges.

le plancher intermédiaire de la chèvre, afin d'éviter le fouettement de la tige pendant le vissage ou le dévissage.

Les Fig. 32 et 33, Pl. XIX représentent les emmanchements des tiges. Ils sont coniques, à filets triangulaires; ils nous ont rendu d'excellents services; les dévissages inopportuns sont rares, et nous n'avons pas eu à nous plaindre de l'arrachement des filets pendant nos efforts par traction, au moment des accidents.

Les filets usés sont repassés avec une filière spéciale à coussinets coniques.

Pour le dévissage de la tête de sonde ou de la mâtresse-tige, lorsque cette opération est commandée par le calage du trépan, on doit serrer fortement l'emmanchement des tiges et goupiller ensuite l'assemblage.

En possédant un jeu d'emmanchements d'un pas à gauche, on éviterait le goupillage qui affaiblit l'assemblage des tiges. Indépendamment des tiges de 10 mètres, on surmonte la dernière tige de 5 à 6 mètres d'allonges. Le jeu d'allonge se compose généralement d'une tige de 5 mètres, de deux ou trois tiges de 4 mètres, de deux ou trois tiges de 3 mètres, de 2 mètres et d'un mètre, et de trois ou quatre tiges de 0^m,50.

Afin de diminuer le fouettement des tiges dans le trou de sonde, fouettement qui peut occasionner des éboulements ou détériorer à la longue les tubes de retenue, on place de 100 en 100 mètres, des guides fixés aux tiges (Fig. 29). Ces guides sont en fer de tige, 25/25^m/=; on leur donne une

L'ensemble de ces trois pièces est représenté par les Fig. 39 et 40 (Pl. XIX). Toutes ces pièces sont en fer fin et d'une construction très-soignée ; l'on ne doit pas craindre d'exagérer un peu les dimensions de ces pièces pour un sondage de longue haleine, parce qu'on ne doit pas perdre de vue qu'à la longue les vibrations transforment l'état moléculaire du fer et lui font perdre une partie de sa résistance.

L'étrier se compose de deux pièces en fort fer plat embrasant le balancier et d'un boulon traversant le balancier. Ces trois pièces sont réunies par un petit boulon par le bas, et par le haut par une forte pièce de fer servant de contre-plaque aux boulons des deux pièces de l'étrier et du boulon central.

Les pièces extérieures se prolongent de 10 à 12 centimètres pour recevoir le boulon de la vis d'appel. Ce boulon se fait quelquefois en acier, mais n'est pas trempé ; l'usure est fort grande dans l'œil de l'étrier qui reçoit ce boulon, nous remédions à cela en garnissant ces œils et le trou du fuseau de la vis de rondelles en acier. L'usure porte alors sur le boulon et sur les rondelles en acier qui se remplacent facilement. Ces rondelles, quoique peu épaisses, 0^m,005, affaiblissent les pièces qui les reçoivent ; on augmente en conséquence la largeur en ce point des plaques de l'étrier et la largeur de la tête de la vis.

Le diamètre utile de la vis est de 40^m/_m sur la Fig. 39 ; il doit être porté à 60^m/_m pour un sondage profond. Le filet est à section carrée de 10^m/_m d'épaisseur et 10^m/_m de profondeur. La longueur de la vis doit être telle qu'on doit pouvoir faire un avancement de 0^m,50 sans remplacer les allonges qui surmontent les deux pièces.

Etrier,
vis d'appel
et
tourne-sonde.

le bas du fuseau de la vis à la pièce en U (on agit sur ce boulon pour dévisser ou remonter le fuseau et par suite pour descendre ou remonter la sonde); d'une pièce en U et d'un boulon mobile sur cette pièce. Ce dernier organe porte au bas un assemblage femelle au pas de celui des tiges. Par le haut, il est relié avec la pièce en U au moyen d'un filetage dont l'extrémité est rivée sur l'écrou. Un renflement vers les $\frac{2}{3}$ de la hauteur porte un trou qui reçoit le bâton en chêne sur lequel on agit pour tourner la sonde. Entre les pièces en U et l'écrou rivé, on laisse un jeu de deux ou trois millimètres. Ce jeu amortit les chocs que reçoivent les divers organes de la vis d'appel. On corrige les chocs produits au moment de l'accrochage du taquet en plaçant une forte épaisseur de caoutchouc sous la contre-plaque de l'étrier.

**Anneau
de manœuvre.**

L'anneau de manœuvre (Pl. XIX, Fig. 41) est fixé au câble plat par l'anneau supérieur portant boulon. La bague inférieure porte un filetage au pas des tiges; c'est par ce filetage que les tiges sont prises successivement pendant la descente ou l'ascension de la sonde. Le boulon autour duquel tourne librement la bague inférieure a 0^m,040 de diamètre et doit être porté à 0^m,045 pour un sondage profond. Les deux bagues, en fer fin, doivent être de construction soignée.

Pendant la manœuvre, l'ouvrier imprime de la main droite à la bague inférieure, un mouvement de rotation, tandis qu'il guide le câble de la main gauche, afin que l'anneau coiffe le mâle de la tige qui repose sur la fourche de retenue. Habituellement, le mouvement imprimé suffit à visser suffisamment la bague pour procéder à l'ascension.

Pour le dévissage, l'impulsion que l'ouvrier imprime à l'anneau suffit pour le rendre libre au premier coup. L'opération

l'habileté du personnel, à la machine, et aussi à la bonne disposition de l'outillage.

Les FIG. 34 et 35 (PL. XIX) sont deux clefs servant au dévissage des tiges ; on attaque le dévissage d'une tige avec la plus grande et l'on termine avec la petite. L'opération est inverse pour visser : on se sert d'abord de la petite clef et ensuite de la grande, afin de donner le serrage convenable.

Clef, fourches,
crochets
et tréteaux.

Les FIG. 36 et 37 représentent la fourche de retenue. Cette fourche, dans les manœuvres, ne repose pas directement sur le plancher du sol ; on interpose habituellement deux plateaux en bois de chêne posés à plat, et ayant $1^m,00 \times 0,25 \times 0,10$.

Deux morceaux de plateaux de $0^m,50 \times 0^m,25 \times 0^m,10$, assemblés par deux boulons, mais tenus écartés l'un de l'autre par un tasseau à $0^m,05$, constituent un bloc qui permet de placer la fourche à $0^m,25$ ou $0^m,50$ du sol, suivant que ce bloc repose par le petit ou le grand côté du rectangle (FIG. 45, PL. XX).

Les FIG. 44, même Planche, représentent une fourche de retenue à l'usage de la sonde. Elle est en fer plat de $60/18^m/m$; elle a $850^m/m$ de longueur. Cet outil se place sous l'embase de la maîtresse-tige ; la sonde repose dessus pendant qu'on détache le câble plat de l'outil à chute pour saisir la sonde par le milieu.

L'enlèvement de la sonde en dehors du trou a lieu au moyen du câble plat, dont la bague inférieure saisit le crochet simple (FIG. 42 et 43, PL. XIX), lequel, à son tour, saisit le crochet double (FIG. 38).

Cuillère.

Les FIG. 1, 2, 3, 4, 5, PL. XX représentent la cuillère à piston employée pour un diamètre de 430^{m/m}. C'est un tube en forte tôle parfaitement rivée, c'est-à-dire ne laissant pas passer l'eau. Le bas du tube porte une trousse coupante pénétrant facilement les boues. Cette trousse reçoit un clapet simple à charnière, qui a l'inconvénient de ne pas donner assez d'ouverture. Nous avons mis dans quelques cuillères un clapet double avec charnière dans l'axe. Ce système, qui donne beaucoup plus d'ouverture, est moins étanche et plus sujet à dérangement que le premier.

Le piston est métallique, il a 0,60 à 0,70 de course; le diamètre de la tige a été porté de 35^{m/m} à 45^{m/m}. Le piston ne comporte aucune garniture; les petits clapets qui le surmontent sont en cuivre.

On doit éviter, dans le curage avec cet appareil, de pistonner longtemps; après deux ou trois coups de piston, les boues sont rejetées au-dessus de la cuillère et remplissent une partie du trou de sonde. Ces boues se déposent ensuite pendant le repos et peuvent occasionner des accidents.

Deux voyages d'une pareille cuillère pour un avancement de 0,40 à 0,50 dans un trou de 0,430 suffisent pour débarasser le fond des boues et débris de roche.

Le diamètre maximum de la cuillère est au bas de la trousse coupante; pour un trou de 430^{m/m}, ce diamètre est de 360^{m/m}, il reste donc une couronne de 30^{m/m} environ non explorée par la cuillère, mais l'aspiration provoquée par le piston remédie à ce défaut. Cet outil nous ramenait quelquefois des fragments

charnière avec levier vertical qui a parfaitement fonctionné (Fig. 4). Cette porte faisait saillie de 15 à 18^m/_m sur le corps de la cuillère.

Caracole (Fig. 43, Pl. XX). — Fort bon outil pour prendre une tige cassée, mais très-mauvais lorsqu'il faut agir par choc avec pression soutenue. On ménage une petite saillie sur la tige verticale pour y faire reposer l'embase de l'emmanchement mâle de la tige.

Outils
de secours.

On emploie la caracole dite à gauche pour dévisser les tiges et la sonde ; dans ce cas, on opère par chocs de faible intensité.

Geule de loup ou cloche à clapets (Fig. 8, 9 et 10, Pl. XX). — Les mordaches se modifient suivant les pièces à prendre. Cet outil est bon pour saisir un trépan ou une matresse-tige rompue. Il a l'inconvénient de ne pouvoir redevenir libre si la pièce saisie résiste à l'extraction.

Crochets. — La Fig. 11 représente un crochet double employé souvent à Navacelle pour saisir les trépan dont le tenon avait cassé. A cet effet, l'on avait disposé aux deux tiers de la hauteur une fiche en fer traversant le trépan, et c'est sous cette fiche que les crochets s'appliquaient.

La Fig. 13 représente un crochet à quatre branches avec bague de serrage. Cet outil nous a servi à extraire le guide et la boîte à caoutchouc.

Pinces. — La Fig. 12 représente une pince à charnière et coin d'un bon usage pour prendre une lame de trépan cassée dans la partie large.

Les Fig. 14, 15, 16 et 17 représentent deux pinces à deux branches et une pince à quatre branches avec leurs bagues de serrage. Les branches se modifient suivant la pièce à saisir. La pince à deux branches (Fig. 15) et la pince à quatre

Ces pinces en fer plat, aciéré au bout des branches, ont monté des échantillons découpés dans l'infralias, le trias et les calcaires fort durs du bassin à lignite des Bouches-du-Rhône.

Cloche à vis (Fig. 19, 20 et 21, PL. XX). — Nous ne nous sommes pas servi de cet outil. Il était avantageusement remplacé par la caracole. Lorsqu'on avait à prendre une tige rompue et que l'on craignait que l'extrémité de cette tige n'accrochât en route, la tige de la caracole était munie d'un appendice à hauteur voulue pour ramener l'extrémité de la tige rompue vers le centre du trou de sonde.

Glissière. — La Fig. 18 représente la glissière simple, instrument indispensable à tout outil de secours et aux pinces destinées à l'extraction des carottes. La Fig. 28 bis est la glissière à mentonnet. C'est une glissière simple réunie à une fourche portant à l'une des branches un mentonnet. Le but de cette fourche est de se ménager la possibilité de rendre la pince libre si l'outil attaqué résiste à l'extraction. Il suffit pour cela de faire tourner la fourche autour de la glissière et de placer le mentonnet sous une saillie de la bague de serrage disposée à cet effet. En agissant sur les tiges, le mentonnet remonte la bague de serrage et rend la liberté aux branches de la pince.

Trépan
à échantillon.

La Fig. 29 (PL. XX) représente un trépan à échantillon à quatre lames, et la Fig. 22 (même planche) un trépan à deux branches. Le premier est un bloc d'acier évidé, recevant à sa base 4 dents assemblées à queue d'hironde et retenues extérieurement par une frette mise à chaud et rivée. Le second est tout simplement composé de deux fortes lames réunies par le haut à la tige. L'extrémité de chaque lame est aciérée, et le couteau est convenablement travaillé suivant la nature du terrain à attaquer. Les deux branches calibrent le trou, ce qui exempte de repasser le trou lorsqu'on descend le trépan ordinaire. Le trépan cylindrique ne calibre pas le trou, comme cela est nécessaire afin d'éviter d'être pris dans le terrain dur par

le plus petit caillou s'interposant entre le trépan et le terrain ; aussi, après le découpage de la carotte, le trépan ordinaire doit reprendre et élargir la partie forée par le trépan cylindrique.

La descente régulière de la sonde pendant le travail de découpage indique que l'échantillon se forme bien. Le jeu irrégulier de l'outil indique, au contraire, que la carotte s'éboule au fur et à mesure de l'approfondissement.

Après la confection de la carotte, l'on descend la pince à quatre ou à deux branches, montée comme le montre la FIG. 28 (PL. XX). L'introduction des branches dans la rainure pratiquée par le trépan à échantillon doit se faire à la vis d'appel, afin de ne point détériorer la carotte. Une fois les branches au fond, en reudant la coulisse de la glissière, on rompt le fil de fer préalablement disposé pour maintenir la bague à hauteur voulue. Le fil rompu, on chasse la bague au fond par petits coups

L'introduction d'une colonne de revêtement est une opération simple, mais délicate. Les tubes, parfaitement cylindriques, sont en tôle mi-fine de 3 ou 4^m/_m d'épaisseur. Les feuilles ont 2 mètres de longueur et sont réunies par trois à l'atelier de construction.

Tubage
et
élargissement.

Les manchons de raccord doivent avoir une hauteur égale au diamètre du tube. Ils sont en tôle de même force et de même qualité (FIG. 23, 24, 25, 26, et 27).

Les rivures longitudinales des tubes et manchons ont 40^m/_m de recouvrement. Tous les bords sont biseautés, tant extérieurement qu'intérieurement, sauf le bord extérieur de la couture longitudinale.

Afin de faciliter la descente, le premier tube de la colonne est armé d'une trousse coupante en acier (Fig. 27).

Le raccordement par tronçons de 6 mètres s'opère sur le trou de sonde, avec l'aide du rivoir (Fig. 41 et 42, Pl. XI).

Cet outil se compose de deux blocs ou demi-lunes en fonte, de la fourche et du coin (Fig. 41). La Fig. 42 représente ces pièces montées. Le coin est retenu prisonnier entre les demi-lunes par une broche en fer vissée dans l'une d'elles. Quelques grains d'orge en acier sont répartis sur la surface extérieure du bloc de fonte, pour en augmenter l'adhérence lorsque le poids de la colonne est considérable. Le rivoir doit présenter une large surface aux tubes, et la pression exercée doit être modérée de façon à ne pas déformer la colonne. Pour l'extraction des tubes, les grains d'orge ont l'inconvénient de déchirer la tôle, ce qui la rend impropre à de nouveaux sondages.

Les tubes sont descendus par tronçons de 6 mètres de longueur et raccordés, avons-nous dit, sur le trou de sonde. La colonne ou le premier tronçon descendu est saisi sous le manchon par des presses en bois reliées par deux forts boulons (Pl. XX, Fig. 46). Le manchon est à 1^m,20 du sol, afin de faciliter la rivure. On vérifie la verticalité du tube descendu au moyen d'un fil à plomb. Le tronçon suivant, qui porte en haut un nouveau manchon, est introduit par le côté libre. On fait descendre lentement le tube, et l'on veille à ce que les trous de rivures se placent convenablement. Les rivures longitudinales se correspondent, mais la rivure du manchon est opposée à celle du tube.

Chaque tronçon doit s'emmancher l'un dans l'autre à frottement doux; dès que les trous sont en face, on descend le rivoir à la position voulue, et l'on procède à l'introduction des rivets. Deux ouvriers opèrent simultanément.

Les rivets sont en fer doux de 7^m/^m de diamètre (Fig. 24).

de l'extrémité est fendue à la lime ; c'est par cette extrémité que le rivet est introduit ; un coup sec appliqué sur la tête aplatit les deux pointes du rivet, qui se logent dans la fraisure ménagée pour les recevoir. A l'extérieur, la tête est aplatie comme le montre la Fig. 25. Avant le rivage, on a eu soin de vérifier la verticalité du tronçon à placer et la parfaite continuité en ligne droite de ce tronçon avec la partie déjà introduite.

Les diamètres de nos tubes varient d'une série à l'autre : 40 en 40^{m/m}. Chaque colonne nous oblige donc à réduire autant le diamètre du trou. Si l'on déduit de ces 40^{m/m} l'épaisseur du tube qui doit pénétrer, épaisseur qui est de 13^{m/m} sur le rayon, soit 26^{m/m} sur le diamètre, on obtient un jeu de 14^{m/m} seulement pour la descente de la nouvelle colonne. Ce jeu est quelquefois insuffisant et nous l'avons porté à 20^{m/m} en réduisant l'épaisseur de la tôle à 3^{m/m} et l'épaisseur de la trousse en acier à 4^{m/m}.

Nous avons réduit aussi le nombre de rivets des coutures. Les Fig. 30, 30 bis, 31, 32 et 33 donnent la nouvelle disposition de nos tubes. On remarquera sur la Fig. 30 que le tube inférieur est muni par le haut d'une trousse pareille à celle du bas. Cette trousse se place lorsque la colonne descendue est dite *perdue*, c'est-à-dire lorsque l'extrémité de cette colonne n'arrive pas au jour, circonstance qui ne permet pas de faire descendre la colonne au-delà du point où elle a été arrêtée.

Si le tubage est une opération simple, il n'en est pas de même dès que la descente de la colonne se fait par reprises successives, reprises nécessitant l'élargissement du trou. Cette dernière opération, dans les roches dures, est la pierre d'achoppement du sondeur, car on en est encore à la recherche d'un outil élargisseur parfait. On comprend, en effet, combien il est difficile, avec un outil à lames mobiles, d'attaquer des roches de la dureté de celles du trias du Gard et du calcaire à lignite

des Bouches-du-Rhône. Ce n'est qu'avec le concours de ressorts plus ou moins puissants qu'on maintient les lames au diamètre voulu et ces ressorts fléchissent toujours dès que la lame de l'élargisseur attaque un terrain résistant.

A Lasfons, l'élargissement fut attaqué avec l'élargisseur des Fig. 34 et 35 (Pl. XX), et ensuite avec des lames à charnières adaptées sur le trépan ordinaire au lieu et place des oreilles fixes A, B (Pl. XIX, Fig. 3).

Le premier élargisseur n'était pas guidé par le bas, comme du reste tous les modèles que nous avons en magasin qui ne permettaient pas d'obtenir ce guidage. Les lames à charnière fonctionnèrent assez bien.

A Sainte-Barbe, nous fûmes obligé d'élargir un banc de conglomérat houiller d'une dureté exceptionnelle. Nous savions les difficultés de l'opération ; mais la nécessité de ne pas réduire le diamètre du trou nous obligea à ce travail.

Le premier élargisseur essayé fut celui représenté par les Fig. 37 et 38 (Pl. XX). Les lames furent trop faibles. Nous construisîmes ensuite celui de la Fig 39, et c'est avec cet appareil que nous menâmes l'opération à bien. Mais deux mois furent employés pour élargir 3 mètres de trou !

A Peynier, l'exceptionnelle dureté des calcaires siliceux ou grès à ciment calcaire, nous conduisit à modifier les élargisseurs de Sainte-Barbe, en supprimant les ressorts qui maintiennent l'écartement des lames pendant leur action. Cet écartement fut obtenu par une forte pièce en fer en forme d'étrier qui coiffait les lames. (Fig. 36 et 40, Pl. XX).

Les trois élargisseurs, Fig. 36, 37 et 38, ont leurs lames fixées sur une maîtresse-tige au bas de laquelle on visse un trépan au calibre de la partie non élargie. Ce trépan guide les lames sur la petite banquette qu'elles entaument. Ce guidage est une

L'élargissement du trou a pour but de donner au forage un diamètre suffisant pour le passage de la colonne des tubes de revêtement précédemment descendue. Tous les élargisseurs doivent donc passer librement dans cette colonne et les lames doivent s'ouvrir, après avoir franchi les tubes, de six à huit centimètres, pour attaquer la roche et donner au trou le diamètre voulu. Les lames sont descendues fermées au moyen d'un fil de fer qu'on dispose de façon que le frottement sur les parois ou le fond du trou, en rompant le fil, permette aux ressorts d'agir et aux lames de prendre l'écartement voulu.

Nous avons remplacé dans les élargisseurs employés à Sainte-Barbe la ligature en fil de fer par une petite plaque en fer de 5^m/_m d'épaisseur sur 60^m/_m de largeur, fixée sur les lames mêmes par un petit prisonnier (boulon sans écrou) autour duquel la plaque peut tourner. De l'autre côté, la plaque porte une échancrure (Fig. 38) dans laquelle peut circuler un prisonnier logé dans la lame.

Avec le prisonnier logé en *a* les lames de l'élargisseur sont fermées ; mais en agissant du jour sur le fil attaché à la plaque, on présente l'échancrure *a'* au prisonnier, les ressorts font ouvrir les lames au diamètre voulu, et le prisonnier *a* occupe alors la place *a'* de l'échancrure.

L'élargisseur de Peynier se descend en plaçant l'étrier perpendiculairement aux lames, comme le montre le pointillé de la coupe *aa*, Fig. 36. L'extrémité inférieure des lames, par leur propre poids, se rapproche de la matresse-tige, et dans cette position l'appareil peut franchir le tube. En agissant sur les tiges suivant la flèche (même Fig.), la partie supérieure des lames s'engage dans l'étrier ; la partie inférieure prend le diamètre voulu et le conserve tant que l'étrier est placé,

ÉTUDE GÉOLOGIQUE
DE L'ARRONDISSEMENT DE SEGRÉ
 (MAINE-ET-LOIRE)
 ET PARTICULIÈREMENT DES GISEMENTS DE MINÉRAIS DE FER
 DE CE PAYS

Par M. Louis-P. DAVY, ingénieur civil des mines.

En publiant ce qui suit, je me suis proposé d'attirer l'attention des géologues et des industriels sur un pays dont le sol a été peu étudié, quoiqu'il me paraisse très-intéressant, autant pour le savant que pour le praticien. Avant-propos.

Je n'ai pas la prétention de faire une étude complète; je me contente de faire connaître des faits en aussi grand nombre que possible; et si je me suis hasardé à essayer quelques mots de théorie, je n'espère pas être arrivé à la vérité absolue. Je suis, au contraire, certain que des études ultérieures apporteront de sérieuses modifications aux idées que j'avance, mais je serai très-heureux si j'ai pu, par le présent travail, engager d'autres hommes plus éclairés à me suivre sur le même terrain.

PREMIÈRE PARTIE

Géologie.

Dans l'Explication de la carte géologique de la France, *Aperçu général.* Dufrenoy désigne sous le nom de *Bassin de Rennes* tout l'espace limité comme suit :

Ce vaste bassin est presque exclusivement formé de terrains de transition (cambrien, silurien, dévonien et anthraxifère). Quelques lambeaux du terrain tertiaire se rencontrent çà et là, témoins isolés du dernier envahissement de l'Ouest de la France par les eaux de la mer.

L'arrondissement de Segré, placé vers le centre du bassin de Rennes, a dû subir l'influence de toutes les causes qui ont donné naissance à ce dernier et ont modifié, successivement, sa structure.

On devra donc retrouver dans le terrain qui nous occupe spécialement des traces :

- 1° Des soulèvements qui ont amené au jour les différentes espèces de granit constituant la limite du Nord et celle du Sud ;
- 2° De ceux qui ont donné lieu aux porphyres contemporains des terrains de transition ;
- 3° Enfin de ceux qui, à la fin de la période carbonifère, ont terminé la période paléozoïque.

A partir de cette époque, les bouleversements plus récents ont eu une influence secondaire ; ils n'ont pu produire que quelques failles ou donner naissance à quelques filons. Enfin, ce que M. Saint-Jullien appelle les *causes actuelles* a produit le dernier modelage de la forme actuelle du pays.

Étudions, successivement, le travail probable de chacune des causes précitées.

1° Eruption
des
granites.

Les granits à grains fins qui constituent en grande partie le massif de la Vendée, au Sud, et la chaîne de Brest à Mayenne, au Nord du bassin de Rennes, sont probablement les roches

Toutes ces ruptures successives se sont faites dans des directions différentes, bien plus nombreuses que celles indiquées, dès l'abord, dans les travaux d'Elie de Beaumont.

Chacun de ces phénomènes géologiques a dû ajouter son action à celle de ceux qui l'ont précédé et modifier la structure des roches sédimentaires déjà formées.

Quoi qu'il en soit, ces deux limites sont sensiblement parallèles, et leur direction générale est E.-O., quelques degrés au Nord.

Le pays qui les sépare a donc éprouvé une compression latérale N.-S. qui a eu pour effet de plisser les couches sédimentaires dans le sens de l'Est à l'Ouest ; et ces efforts, se produisant sur des terrains d'inégale résistance et avec une intensité variable en chaque point, ont dû déterminer des ruptures dans une direction sensiblement perpendiculaire à celle des plissements, c'est-à-dire N.-S.

On trouve donc les gneiss et les micaschistes, les terrains siluriens, dévoniens et anthraxifères, orientés d'une manière générale de l'Est à l'Ouest, plissés dans cette direction, et coupés par de grandes cassures N.-S.

Cette structure est complétée par la venue au jour des porphyres quartzifères au milieu des couches déjà constituées après le dépôt des terrains anthraxifères. Ces porphyres sont orientés E. 15° S. à O. 15° N., dans la direction générale des plis déjà formés. Ils sont venus redresser encore plus les couches disloquées. En beaucoup de points, ils ont pénétré jusqu'au niveau du sol ; en d'autres, plus nombreux, ils n'ont pu vaincre entièrement la résistance qui leur était opposée, et ont, seule-

2° Eruption
des
porphyres.

de l'Ouest du bassin de Rennes, limites dirigées sensiblement N. 30° E. à S. 30° O.

Toutes les roches amphiboliques de l'Ouest de la France ne sont cependant pas parallèles à la direction N.-S., beaucoup d'entre elles se rapprochent de celle des porphyres quartzifères; il y a donc lieu de distinguer deux époques différentes dans leur formation.

Dans le bassin de Rennes, on ne trouve aucune trace des terrains triasiques, jurassiques et crétacés. On doit en conclure que, pendant une longue suite de siècles, le sol s'est trouvé au-dessus du niveau de la mer et livré à l'influence des agents atmosphériques. Ceux-ci ont entraîné vers les mers les parties les plus meubles du terrain, accentué certains vallons parallèles aux couches, ouvert, de plus en plus, quelques vallées perpendiculaires, et émoussé les arêtes saillantes des grandes lignes de plissement pour ne laisser subsister que les parties les plus dures.

Dépôts
tertiaires.

A la fin de la formation de l'étage parisien, le bassin de Rennes s'est, de nouveau, trouvé à un niveau inférieur à celui des mers, et les couches faluniennes ont pu s'y former et ont dû recouvrir une grande partie du pays.

Quelques géologues n'ont cru voir dans les lambeaux tertiaires que l'on rencontre aujourd'hui, en général, dans les parties les plus déclives du terrain, que des dépôts formés par l'entraînement vers l'océan des couches plus étendues des faluns de la Touraine. Le hasard m'a fait trouver une preuve

Après la période tertiaire, le bassin de Rennes s'est trouvé pour la dernière fois à un niveau supérieur à celui de la mer. Les agents atmosphériques ont alors pu continuer le travail commencé pendant l'âge secondaire, et leur premier effet a été de faire disparaître en grande partie les dépôts tertiaires.

Après cet exposé succinct de la structure du bassin de Rennes, je vais m'occuper particulièrement de la région comprise entre les bandes ardoisières d'Angers et de Renazé (Mayenne); cette région comprend presque exclusivement l'arrondissement de Segré.

Le relief du sol de cette région et la direction des cours d'eau qui l'arrosent sont une conséquence des phénomènes géologiques généraux dont je viens de parler. Cours d'eau.

Un coup d'œil jeté sur la carte fait voir une série de collines alignées dans la direction O. 10° à 20° N., E. 10° à 20° S., séparées par des vallées parallèles à cette direction et coupées par de grandes cassures se rapprochant de la direction N.-S., dans ces vallées viennent se réunir les différents ruisseaux et rivières.

Ces grandes lignes naturelles sont, en même temps, des limites géologiques, et il convient de les énumérer.

Les vallées en direction, au nombre de sept, sont, en allant du Sud au Nord :

1° Au Sud-Ouest, celles du Brionneau, d'Angers à la Pouéze ; de l'Erdre, de la Pouéze à Candé ; du Mandy, de Candé au Petit-Auverné, constituent ma limite méridionale.

Ces trois vallées, dans le prolongement l'une de l'autre.

Cette ligne est sinucuse, mal déterminée, mais de direction générale O. quelques degrés N.

3° La vallée de la Verzée, de Carbay à Sainte-Gemmes-d'Audigné, passant par la Prévière et le Bourg-d'Iré. Cette ligne se prolonge jusqu'au Lion-d'Angers et a 40 kilomètres de longueur.

La direction en est O. 13° N.

4° La vallée du Misangrain, de Bourg-l'Evêque à Nyoiseau.

Cette ligne se prolonge à l'Ouest de Bourg-l'Evêque à Chazé-Henri et au-delà. A l'Est, elle traverse la vallée de l'Oudon et forme une dépression entre Aviré et Louvaines. Sa longueur est de plus de 32 kilomètres, et sa direction O. 14° N.

5° La vallée de l'Araize, de la forêt de ce nom (Loire-Inférieure) au cours de l'Oudon, en passant par Saint-Erblon, la Chapelle-Hullin et Bouillé-Ménard.

Cette ligne se prolonge vers l'Est, passe au Sud de l'Hôtel-lerie et de la Ferrière et au Nord d'Aviré et de Saint-Martin-du-Bois. Sa longueur est de 40 kilomètres et sa direction O. 13° N.

6° La vallée de Châtélais, de Bourg-Nonain à Châtélais, et de Châtélais au Nord de la Ferrière.

Longueur, 13 kilomètres. Direction, O. 15° N.

7° Enfin, la vallée de Congrier, Renazé, la Boissière, jusqu'à l'Oudon, se prolongeant à l'Est jusqu'à Saint-Quentin. Cette dernière ligne a 20 kilomètres de longueur, et sa direction est O. 17° N. Elle forme ma limite vers le Nord-Est.

des vallées de rupture, la Sarthe, la Mayenne et l'Oudon ; leur direction varie entre N.-S. et N. 18° O.

La vallée de l'Oudon est rectiligne de Craon (Mayenne) à Segré, mais la cassure qui l'a produite se prolonge jusqu'à la Pouéze, en formant une partie du lit de l'Argos et passant par Maraus et Verne.

Les vallées de direction sont, généralement, très-ouvertes, les bords en sont peu escarpés, faciles à gravir, à pentes douces, et couverts d'un sol cultivé.

Les vallées de rupture, au contraire, sont, le plus souvent, à bords escarpés, très-sinueuses, et présentent partout des traces du ravage des eaux qui ont dû, avec peine, s'y frayer un passage ; les versants sont souvent nus et arides.

Le même cours d'eau n'a pas toujours son parcours dans une vallée unique. Ainsi, l'Oudon, après avoir coulé dans une vallée de fracture de Craon à Segré, suit une vallée de direction de Segré à la Mayenne. L'Argos suit la vallée de rupture de l'Oudon, de Chazé-sur-Argos jusqu'à la Verzée et l'Oudon, etc.

Le sol compris entre les deux limites du Nord et du Sud, que je viens de tracer, se compose essentiellement de terrain silurien.

Description
géologique
de
l'espace limité
comme
ci-dessus.
Pl. XXI.

Le terrain dévonien y occupe un long espace de la Meignanne à Saint-Julien-de-Vouvante et Erbray (Loire-Inférieure).

Le terrain tertiaire se voit çà et là.

Enfin, les alluvions modernes et la terre végétale recouvrent le tout, et, en masquant presque toujours les roches, rendent très-difficile l'étude de leurs limites.

Le tableau suivant donne l'ordre chronologique des diverses

**Tableau chronologique des terrains observés
dans l'arrondissement de Segré.**

TERRAINS.	NATURE DES ROCHES.	LIEUX PRINCIPAUX.
1° Granite	Granite.....	St-Clément de la Place, Bécon.
2° Silurien inférieur ou cambrien.	Schistes satinés, poudingues, grès (Très-pauvres en fossiles).	La vallée de la Verjée, La Chapelle-Hullin, Louvaines, etc.
<i>Nota.</i> — Entre les couches du silurien inférieur et celle des grès armoricains, on pourrait trouver les traces des schistes et poudingues rouge lie-de-vin que l'on observe dans la même situation et en d'autres points de la Bretagne et de la Normandie.		
3° Grès armoricains.	Quartzites, schistes très-siliceux, minerais de fer en couches. Tigellites et bilobites partout	Nord de La Pouéze, Chauveaux, La Blandellerie, Combrée. Bourg-l'Evêque, La Ferrière, L'Hôtellerie, Les Anges, etc.
4° Schistes ardoisiers.	Schistes gris-bleuâtre le plus souvent fissiles. Calimene tristani, Ilœnus giganteus, trinucleus, etc. etc.	Candé, La Pouéze, Misan-grain, Renazé, L'Hôtellerie. La Jaille, Duigné, Châteauneuf, etc.
5° Grès et schistes ampéliteux.	Grès sans fossiles, schistes noirs ampéliteux avec graptolites.	Candé ? Chatelais ?
6° Dévonien.....	Schistes et calcaires ; quartz lydien.	Saint-Julien-de-Vouvant, Vern, La Meignanne, Angers.
7° Crétacé (Céno-manien).	Sables, argiles, calcaires marneux, fossiles nombreux.	Bords de la Sarthe.
8° Falunien.....	Calcaire grossier, faluns, argiles, sables et graviers. Fossiles très-nombreux.	Noellet, Chazé - Henri, Nyoisean, St-Michel. Roche-d'Iré, etc.
9° Alluvions modernes.	Sables, argiles, terre végétale	Partout.
10° Porphyres....	Porphyres en filons.....	Ste-Gemmes, Dannes, etc.
11° Roches amphiboliques.	Diorites	Minguet près Segré.

- 1° Six bandes de schistes ardoisiers ;
- 2° Huit bandes de grès armoricains ;
- 3° Trois bandes du terrain silurien inférieur ou cambrien ;
- 4° Le terrain dévonien dans une vallée du silurien.

Cette disposition ondulée des couches est déjà indiquée par Dufrénoy dans l'Explication de la carte géologique de France.

Constitution pétrologique, minéralogique et paléontologique de chaque terrain, industries auxquelles il donne lieu.

Le granit ne se montre pas dans l'arrondissement de Segré ; mais on le rencontre sur la limite Sud, à Bécon, Saint-Clément-de la Place et dans la ville d'Angers.

1° Granit.

Les granits de Bécon et Saint-Clément donnent lieu à un commerce assez important ; ils sont exploités comme pierres d'appareils, auges, pavés, etc.

Certaines parties du filon porphyrique de Danne, près Louvaines, ressemblent à s'y méprendre à du granite, et il serait impossible de ne pas s'y tromper à l'aspect d'échantillons isolés.

Le terrain silurien inférieur, ou cambrien, est le plus anciennement formé du pays ; il se compose essentiellement de schistes satinés, onctueux, gris, jaunes ou blancs, le plus souvent en feuillets minces, brisés, décomposés près de la surface ; en bancs irréguliers, lenticulaires, oscillants de part et d'autre de la verticale. Ça et là on trouve quelques bancs de grès minces et des filons de quartz blanc-laiteux parallèles à la stratification. Entre les strates et au voisinage du sol on observe des argiles blanches, jaunes ou rouges, provenant de la décomposition superficielle de certaines couches.

2° Silurien inférieur ou cambrien.

Ce terrain ne fournit que des pierres à bâtir très-ordinaires,

sont ordinairement de petites dimensions, et la roche passe au grès à gros grains. Un banc de cette nature s'observe au sud de Segré sur une longueur de 8 kilomètres; un autre se voit à Marans.

Les restes organiques rencontrés dans ces roches anciennes se réduisent à des traces mal définies de plantes fucoides du genre *Oldhamia*.

3° Grès armoricains.

Le terrain des grès armoricains forme un horizon très-nettement défini par la nature des roches qui le composent, par les couches de minerai de fer qu'il renferme presque partout, enfin par une série de fossiles caractéristiques.

Il est essentiellement formé de grès à grains fins passant au quartzite, de quartzites et de schistes très-siliceux de peu d'épaisseur. Ces roches, très-dures, occupent ordinairement le sommet des coteaux. Leur allure est très-irrégulière; on y observe d'innombrables cassures, des amincissements, des renflements, des modifications de toutes natures dans la composition. Souvent le grès renferme des paillettes fines de mica blanc ou jaune d'or, disséminées dans la masse. Les grès armoricains se suivent avec une continuité remarquable de chaque côté des bandes ardoisières. Ils fournissent d'excellents matériaux d'empierrement.

La description des gisements de minerai de fer fera voir qu'ils se trouvent toujours intercalés au milieu des grès armoricains.

Ce terrain renferme un certain nombre de fossiles spéciaux dont la science paléontologique n'a pas encore, avec certitude, défini la nature. Ce sont des *Tigellites* qui se présentent sous la forme de tiges cylindriques interrompues par des nœuds

ce sont des plantes, mais il est possible que ce soient des tubes d'annélides. On distingue plusieurs espèces.

Les *Bilobites* (genre *Cruziana*) sont certainement des végétaux fucoides ; on en trouve en abondance dans tout l'étage, aussi bien dans les quartzites que dans les schistes et même dans le minerai de fer. Ces végétaux sont caractérisés par deux larges lobes placés de part et d'autre d'une dépression centrale allongée et courbée en arc de cercle. Ces lobes sont ordinairement striés ou cannelés de diverses façons. Souvent deux petits lobes lisses et étroits se trouvent de chaque côté des deux principaux. Les bilobites se rencontrent à profusion sur certaines strates et s'enchevêtrent les uns dans les autres de mille manières. Certains échantillons ont plus d'un mètre de longueur.

On rencontre aussi assez souvent des tiges cylindriques, unies ou striées, qui pourraient appartenir à ces algues bizarres.

Les mollusques sont rares ; ce sont, le plus souvent, des *Lingules*.

On n'a pas, que je sache, trouvé de trilobites dans l'arrondissement de Segré, mais il en existe dans les grès armoricains de Sion, près Châteaubriant (Loire-Inférieure).

Ce terrain, le plus important de l'Anjou au point de vue industriel, est encore mieux défini que le précédent par la nature minéralogique de ses roches et par ses fossiles. Le grand nombre d'excavations pratiquées de tous côtés pour rechercher l'ardoise en facilite l'étude. Il se compose en très-grande partie de schistes argileux, avec quelques bancs de grès intercalés, et des filons de quartz blanc, le plus souvent

4° Schistes
ardoisiers.

argileux se fend en feuillets épais et présente un grand nombre de plans de division qui rendent chaque fragment fragile ; sa couleur est le gris terne, et il a passé à la *grauwacke schisteuse*.

On rencontre, en outre, d'autres variétés : le *schiste tégu-laire zigzag*, dont les lamelles, de 5 à 6 centimètres de largeur, sont pliées à angles plus ou moins aigus ; le *schiste esquilleux* qui se divise naturellement en prismes de quelques centimètres de côté, et quelquefois de plusieurs mètres de longueur ; cette roche est alors exploitée avec avantage pour la confection d'échalas permanents et inusables connus dans le pays sous le nom de *barrettes*.

Le *schiste esquilleux serpentineux* est plus tendre que la variété précédente ; il se taille plus facilement quand il possède encore son eau de carrière, mais devient d'une grande dureté quand il l'a perdue. On en fait des fûts de croix qui peuvent avoir jusqu'à cinq mètres de longueur, et seulement 0^m,12 de diamètre.

On trouve encore, le *schiste satiné*, le *schiste siliceux ampé-liteux*, le *schiste argileux ocreux rouge*, etc. ; ce dernier passe quelquefois au phyllade en se chargeant de lamelles de mica.

Le *schiste fissile* propre à la fabrication de l'ardoise est dur, sonore, d'un gris bleuâtre plus ou moins foncé, plus sombre quand il provient de grandes profondeurs. Il se divise en feuillets très-minces quand il sort de la carrière, mais il perd cette propriété quand il a été exposé à une forte gelée ou aux

L'importance industrielle du schiste ardoisier m'engage à dire quelques mots de sa manière d'être.

Il est rare que la roche fissile affleure la surface du sol, le plus souvent, elle est recouverte d'une couche de cinq à dix-huit mètres de schiste décomposé tendre, blanc, rouge ou gris, que l'on nomme *cosse* et qui n'est autre que la masse sous-jacente altérée. Il y a cependant des exemples de gisements ardoisiers exploitables non recouverts de ces détritiques.

La masse exploitable est limitée en largeur par des strates de nature diverse qui la précèdent ou la suivent ; les bancs les plus épais d'Angers ou de Renazé n'ont pas quatre-vingts mètres, mais il peut s'en trouver plusieurs dans une même coupe, séparés les uns des autres par des grès ou des schistes non fissiles.

En longueur, dans le sens de la direction des couches, la fissilité peut disparaître tout à coup après une faille, même d'assez peu d'importance, et souvent sans rejet. Il ne suffit donc pas de se placer à proximité d'une carrière productive et dans le prolongement de ses bancs pour être sûr de trouver de l'ardoise.

Cette propriété que possède un accident géologique postérieur à la formation du schiste de modifier la propriété qu'il a de se cliver, même de changer le sens du clivage, prouve que la fissilité elle-même est due à une action métamorphique postérieure à la formation de la roche. La pâte schisteuse a été soumise longtemps après son dépôt, et même probablement après avoir été relevée et contournée, à une double action de compression et de glissement. La compression a agrégé la masse et l'a rendue solide alors qu'elle était encore malléable ; un glissement de peu d'amplitude a orienté les éléments et

Tout ce que je viens de dire est contrôlé par les expériences de M. Daubrée et surtout par la manière d'être des fossiles dans les roches ardoisières. On trouve, en effet, tous les trilobites de nos schistes considérablement aplatis, et différant ainsi essentiellement comme forme générale de ceux de la même famille trouvés dans les grès ou les calcaires, roches de nature moins malléable. Il est rare de trouver un de ces fossiles avec une forme symétrique par rapport à son axe.

Le plus souvent, un des lobes latéraux est replié sur lui-même et très-étroit, l'autre, au contraire, est aplati et distendu. Si le plan de fissilité coïncidait exactement avec les lits des dépôts successifs, l'animal comprimé aurait conservé une forme symétrique.

D'autre part, si l'amplitude du mouvement de glissement avait été considérable, les débris de chaque fossile auraient été disséminés sur une grande surface, et rendus ainsi méconnaissables.

La cause du clivage étant celle qui vient d'être énoncée, on conçoit que la propriété de se diviser en plaques minces ne peut pas appartenir à tous les bancs schisteux, mais seulement à ceux qui se sont trouvés dans des conditions favorables au double phénomène, et seulement lorsque les deux mouvements se sont produits simultanément.

On explique ainsi pourquoi certains schistes se divisent en plaques parfaitement minces et planes, pourquoi d'autres se clivent suivant des surfaces courbes en produisant des ardoises gauches que l'on nomme *coffines*, pourquoi certaines carrières fournissent des *barrettes* et même des schistes en *ziazar* : dans

des noms différents ; les uns se sont produits avec rejets et interposition de matières étrangères ; ce sont de véritables failles, et la manière d'être du schiste peut être modifiée par leur présence ; les autres ont une influence toute secondaire.

Les premiers s'appellent des *Torsins*, *Feuillets* ou *Chefs*.

Les seconds : *Erusses* ou *rembrayures*, *chauves*, *assereaux*, *délits*, etc.

Un *Torsin* est une cassure presque verticale dirigée normalement à la direction des bancs. Elle est souvent fort large (de 2 à 20 mètres) et remplie de schistes brisés, d'argiles et de filons de quartz blanc laiteux, avec pyrite ; c'est une faille avec rejet, le plus souvent.

Un *Feuillelet* est un torsin dans lequel il n'y a pas interposition de filons de quartz.

Un *Chef* est un accident de même nature, mais beaucoup plus régulier et vertical. La cassure est nette, les deux lèvres sont à peine séparées. Un chef est *chailleux* s'il contient un mince filon quartzeux, ce qui est rare. Un chef peut produire un rejet comme un torsin et un feuillelet.

Les *Erusses* ou *rembrayures* sont des cassures simples sans rejet, faisant avec l'horizon un angle de 40 à 50 degrés.

Les *Chauves* sont des fentes analogues, mais dirigées suivant le sens de la pierre, et faisant des angles divers avec le plan de fissilité. Quand les chauves sont nombreuses, la pierre se divise en prismes allongés de petites dimensions.

Les *Assereaux* sont des fentes horizontales.

Les *Délits* sont des fissures irrégulières.

Enfin, les *Assereaux* sont des fentes horizontales, les *Chauves* sont des fentes dirigées suivant le sens de la pierre, et les *Délits* sont des fissures irrégulières.

Les schistes ardoisiers de l'Anjou renferment un grand nombre de fossiles dont l'étude a fait de très-grands progrès dans ces dernières années. M. G. de Tromelin s'en est surtout occupé, et d'après lui on y trouverait plus de 66 espèces distinctes.

Les fossiles les plus communs sont :

Calimene tristani, — *Illænus giganteus*, — *Asaphus demaresti*, — *Dalmanites socialis*, — *Placoparia Tournemini*.
Trinucleus ornatus, etc.

5° Grès
et schistes am-
péliteux.

Au-dessus du schiste ardoisier se trouvent des bancs de grès sans fossiles et des schistes ampéliteux chargés de pyrite.

J'indique avec doute la présence de ce terrain dans l'arrondissement de Segré, bien qu'il me semble convenable d'y rapporter les schistes noirs du Sud de Candé, ainsi que les grès azoïques et les schistes ampéliteux de Châtelais. Ce terrain n'occupe, en tout cas, qu'une surface très-restreinte et n'a jusqu'ici aucune valeur industrielle.

6° Terrain
dévonien.

Il n'en est pas de même du terrain dévonien, qui renferme des couches lenticulaires considérables de calcaire marbre essentiellement propre à la fabrication de la chaux grasse. Ce terrain renferme, en outre, des schistes argileux tendres et profondément décomposés près de la surface du sol. Il est séparé du terrain silurien par une couche de quartz lydia gris, bleu ou noir. Cette dernière roche a été attribuée, tantôt au terrain silurien, tantôt au dévonien ; il m'a semblé préférable de la placer dans le dernier, parce qu'on la trouve constamment à proximité des bancs calcaires évidemment dévoniens.

C'est ainsi qu'elle se voit bornant au Sud les calcaires d'Angers et dans une situation analogue par rapport aux calcaires de Vern. Si je ne l'ai pas indiquée à Saint-Julien-de-Vouvante, c'est que je ne connais pas son gisement exact, mais là encore cette roche existe à proximité des calcaires, puisqu'on s'en sert pour l'entretien des routes du pays. Enfin, dans une autre

partie du département de Maine-et-Loire, le quartz lydien accompagne le terrain anthraxifère et le calcaire dévonien, comme dans l'arrondissement de Segré.

Les couches dévoniennes sont encore plus disloquées que celles du silurien ; elles affectent la forme de lentilles, et la stratification devient très - confuse, surtout dans les parties calcaires.

Les phanites du dévonien sont partout exploitées pour macadam. Cette pierre est d'une dureté exceptionnelle, et casse bien sous le choc du marteau.

L'emploi de la chaux comme amendement dans les terres argileuses de l'arrondissement a donné lieu à la création de carrières et de fours à chaux sur tous les points où les lentilles calcaires se montrent au jour. La bande dévonienne se trouve ainsi jalonnée.

Entre Vilatte et la Boserie se trouvent des traces de fer oligiste dans du quartz lydien ; c'est le seul indice de minerais de fer connu dans ce terrain. Le sulfure d'antimoine est plus fréquent ; il est en filons dans le calcaire.

Les fossiles se rencontrent en grand nombre.

Les *graptolites* abondent dans les phanites ; les *brachiopodes* et les *trilobites* dans les calcaires de Vern. A Angers et à Saint-Julien-de-Vouvante, les fossiles sont plus rares.

J'indique ici seulement pour mémoire quelques lambeaux 7° Crétacé.
crétacés que l'on rencontre sur la rive droite de la Sarthe ; ils sont la continuation des vastes dépôts de la rive gauche de cette rivière et sortent à ce titre des limites que je me suis assignées.

Cet étage comprend, en allant de bas en haut, des *grès*, des *faluns* et des *sables*.

Les *grès* ne se rencontrent, dans l'arrondissement de Segré, que dans les landes de Cheffe, où ils renferment des plantes terrestres admirablement conservées.

Les *faluns* se composent de molasse, roche formée de sables et de débris de coquilles ou de polypiers réunis par un ciment calcaire, de *faluns proprement dits*, roche analogue à la précédente, mais restée sablonneuse par défaut de ciment. Si celui-ci est remplacé par de l'argile, on a un *calcaire marneux*. L'argile peut dominer à son tour et se trouver presque pure.

Les faluns servent à la fabrication de chaux impure, mais sont d'une grande utilité pour l'agriculture. Ceux pulvérulents, destinés à être livrés à la cuisson, sont transformés en briquettes grossières.

Enfin, la partie supérieure de la formation se compose de dépôts épais de *sables*, le plus souvent argileux et rouges, que l'on rencontre presque partout, et qui recouvrent des espaces quelquefois considérables. Il n'est pas une commune de l'arrondissement qui n'en renferme quelques carrières. La multiplicité de ces dépôts et la difficulté, comme le peu d'utilité qu'en présente l'étude, m'engage à passer rapidement sur ce sujet. Je n'ai indiqué sur ma carte que les principaux bassins.

Les fossiles des faluns sont très-nombreux, et souvent admirablement conservés. Dans les sables, on ne rencontre aucun reste organique; le hasard m'a cependant fait trouver un *ostrea* probablement remanié, et d'une fragilité telle que je n'ai pu le conserver.

Les alluvions modernes recouvrent toute la superficie de

La terre végétale, ordinairement de bonne nature, quoiqu'un peu argileuse et froide, a, en moyenne, de 0^m,30 à 0^m,50 d'épaisseur.

Des filons porphyriques, orientés O. 15° à 20° N., E. 15 à 10° Porphyres. 20° S., sont assez communs dans l'arrondissement de Segré; ils se présentent dans le sens général de la stratification entre les couches des terrains plus anciens, qu'ils ont redressées et disloqués, sans sembler avoir eu sur elles une influence métamorphique très-grande. On remarque cependant qu'au contact du porphyre les schistes sont devenus friables et se sont chargés de pyrites. Quelquefois, la roche éruptive est interstratifiée et a pris la direction et le pendage des roches encaissantes. Trois filons affectant très-nettement cette disposition se voient dans la tranchée qui précède la gare du Lion d'Angers. Un même filon porphyrique peut se poursuivre presque sans interruption sur de grandes longueurs (15 à 18 kilomètres); sa puissance peut varier de quelques centimètres à 400 mètres (au château de Dannes).

La roche varie beaucoup d'aspect comme de composition; on peut cependant dire, d'une manière générale, qu'elle est grise dans les parties profondes, jaunâtre dans le voisinage de la surface, et qu'elle se compose d'une pâte feldspathique amorphe contenant des cristaux de feldspath de couleur peu différente, mais en général plus claire, séparés nettement ou foudus dans la masse, des grains arrondis de quartz, et enfin de petites lames de mica brun ou noir.

Un ou plusieurs des éléments que je viens d'indiquer peut dominer ou disparaître tour à tour. Ainsi, le filon du Rec-

Le porphyre donne des pierres fort tendres au sortir de la carrière, mais prend à l'air une grande dureté. On en fait des pavés, des auges, des bordures de trottoirs, etc. La plupart des travaux d'art des nouvelles lignes de l'Anjou sont faits en porphyre de la Petite-Salaie ou du Bec-d'Oudon.

11° **Roches
amphiboliques.**

Je ne connais pas un seul filon amphibolique qui se fasse voir jusqu'au jour dans l'arrondissement de Segré. On verra plus loin dans quelles conditions les travaux de la galerie de l'Ecluse de Minguet, puis Segré, ont traversé un filon amphibolique parallèle aux nombreuses failles qui découpent les quartzites presque normalement à leur direction. Le dyke, qui a 20 mètres environ de puissance, est formé d'une roche d'une ténacité extrême, vert foncé comme l'amphibole qui semble en former l'élément principal ; le feldspath, et peut-être un peu de quartz, y sont associés. Les cristaux ne sont pas discernables à l'œil nu.

DEUXIÈME PARTIE

Minerais de fer.

AAant-propos. Les minerais de fer de l'arrondissement de Segré, et en général de tout le sol cambrien et silurien de la Bretagne, d'une partie de l'Anjou, du Maine et du Cotentin, appartiennent à deux formations distinctes.

Ce sont, d'une part, des minerais hydratés superficiels en couches horizontales restreintes ou en amas ; d'autre part, des minerais anhydres en couches régulières d'une grande étendue, formées de fer oligiste, de fer oxydulé ou du mélange de ces deux minéraux.

Les premiers ont servi à alimenter des usines dont l'histoire

L'exploitation et la mise en œuvre de ces deux espèces minérales a donc son histoire particulière.

Les minerais hydratés, très-fusibles, d'exploitation facile, mais phosphoreux et peu riches, ont probablement été exploités aussi anciennement que les autres. On en retrouve, cependant, peu de traces dans les scories d'âge très-reculé, et c'est surtout pendant les trois derniers siècles, et particulièrement au commencement du XIX^e, qu'il existait en Bretagne et en Anjou beaucoup de petites forges employant exclusivement cette espèce de minerai ; il en existe encore quelques-unes qui continuent à s'en servir, notamment celle des Salles (Côtes-du-Nord), remontant à plus de trois siècles, celle de Vauhlanc, fondée en 1778, celles de Basse-Indre, Couëron, la Prainé-auduc (Loire-Inférieure), de Martigné-Fer-Chaud et Paimpont (Ille-et-Vilaine), etc. De nouveaux hauts-fourneaux ont été construits près de Redon par la Société de Marquise, et MM. Doré et C^{ie}, du Mans. Les petites usines, dont beaucoup très-anciennes, et aujourd'hui éteintes, étaient extrêmement nombreuses.

Lors du dernier traité de commerce avec l'Angleterre, beaucoup de ces usines marchaient encore. Depuis, elles se sont vues ruinées par la concurrence étrangère, la cherté du charbon de bois, la création de nouvelles voies de communication, la transformation des méthodes de fabrication, etc. Celles qui existent encore ont été forcées d'améliorer leurs produits en ajoutant du minerai d'Espagne à leur lit de fusion. La ruine des usines a entraîné celle des exploitations des minerais hydratés.

**Minerais
hydratés.**

de Segré, on rencontre de nombreux dépôts de scories de forges. Les uns, recouverts par la végétation, des argiles, de la tourbe, etc, ne sont dévoilés qu'accidentellement sous la pioche du cultivateur ou du terrassier; d'autres ont servi à élever des fortifications autour d'un château ou d'un camp, d'autres enfin, en amas considérables, ont résisté aux agents atmosphériques et à la végétation, et se montrent à nu au milieu du pays.

En général, ces débris se rencontrent dans les lieux boisés et à proximité de fontaines ou de petits cours d'eau.

Ce sont là les emplacements d'anciennes forges à bras, et si la nature des scories n'était pas suffisante pour l'indiquer, on en trouverait la preuve dans les noms des bourgs, fermes ou villages qui les touchent. On est, en effet, certain de rencontrer des scories près des lieux qui se nomment : la Ferrière, la Fusionnière, la Loge, la Hutte, la Noé, la Salle, la Minière, Martigné, la Ferronnière, etc., et ces noms sont très-répandus, surtout dans l'arrondissement de Segré.

Le plus souvent, à proximité des scories, rarement à de grandes distances, en général dans les bois, on voit des tranchées profondes, alignées suivant la stratification du terrain, quelquefois pleines d'eau et couvertes de broussailles.

C'étaient là les anciennes minières.

Il est difficile de fixer l'époque à laquelle remontent les plus anciennes de ces exploitations. Les recherches archéologiques modernes ont établi que les anciens Bretons connaissaient l'art d'extraire et de forger le fer. César parle des chaînes et des

par M. Ménière donnent des renseignements sur l'ancienne exploitation (1150) des Ecrennes, entre Pouancé et Craon (1). En 1641, on trouve le privilège donné par le roi à Cristophe Bautru, sieur de la Bouillerie, de faire des recherches de *tous métaux et minéraux* dans l'Anjou (2), mais rien n'établit qu'il se soit occupé des minerais des environs de Segré. En 1635, les mines de Pouancé avaient pour maîtres de forges Galois Belot et Jacques de Chauvigné.

En résumé, on peut dire que, jusqu'à la fin du siècle dernier, on ignorait l'existence du minerai de fer aux environs de Segré. Renou, le premier, en fait mention dans les nombreux manuscrits qu'il a laissés sur l'histoire naturelle de Maine-et-Loire, et dont je dois la communication à M. Ménière. Pharmacien des armées, Renou fut nommé, en 1796, professeur d'histoire naturelle à l'Ecole centrale d'Angers. Dans un *Essai sur l'histoire naturelle du département de Maine-et-Loire*, resté manuscrit, il s'attacha à faire connaître les richesses minérales du pays. Il dit que *les mines de fer sont répandues presque partout*. Il a laissé une carte manuscrite fort intéressante, indiquant, notamment, toute une série de points où l'on rencontre du minerai de fer, et les limites de la bande ardoisière qui s'étend de Trélazé jusque dans la Loire-Inférieure. Ce travail m'a paru assez intéressant pour être reproduit (Pl. XXIII, Fig. 8) ; il prouve que 75 ans avant leur mise en valeur, les minerais de Segré avaient attiré l'attention des observateurs.

Le premier, après Renou, qui ait écrit sur ces minerais est M. Le Châtelier, ingénieur des mines à Angers. On trouve, dans les *Annales des mines* (3^{me} série, tome XVIII, 1840, p. 507), sous le titre : *Résultats principaux des expériences faites en*

telier et Sentis, aspirants ingénieurs des mines, les lignes suivantes :

- 5° *Analyse d'un minerai de fer magnétique de Segré (Maine-et-Loire)*. — Ce minerai dont le gisement n'a pas encore été étudié, appartient au terrain de transition supérieur, dans lequel il forme probablement une couche. Il a été apporté au laboratoire en fragments anguleux. Il est d'un noir verdâtre; sa structure est grenue à grains très-fins; il est rayé par une pointe d'acier; il ne raye point le verre; il est fortement magnétique et même magnétipolaire.
- Sa densité est de 3,65 à la température ordinaire, etc.
- Il a donné à l'analyse :

• Peroxyde de fer	0,666
• Protoxyde de fer	0,096
• Alumine	0,008
• Oxyde de manganèse	0,002
• Silice gélatineuse	0,098
• Acide phosphorique	0,006
• Eau	0,060
• Argile et quartz	0,038

0,974

Dans la *Statistique du département de Maine-et-Loire*, publiée par la *Société d'Agriculture, Sciences et Arts d'Angers* en 1842, dont la partie géologique fut rédigée par M. Le Châtelier, il dit :

- Les substances utiles qui se rencontrent dans le département de Maine-et-Loire sont : 1° des minerais de fer. On

ment une couche de minerai puissante de 12 mètres dont la richesse s'élève à 30 ou 40 p %. Son analyse a donné :

• Protoxyde de fer, 0,520. Quartz, 0,408. Eau, 0,072. •

Trois ans plus tard, en 1845, M. Cacarrié, alors ingénieur s mines à Angers, publiait les lignes suivantes dans la *Description géologique du département de Maine-et-Loire* :

• Aux environs de Segré, sur les bords de l'Oudon, près du Vau-d'Oudon, on a découvert, dans une excavation ouverte pour l'empierrement de la route, un gisement de minerai de fer. Il forme une masse compacte divisée en fragments parallélipédiques. Il est d'un noir verdâtre, sa poussière est d'un vert foncé, il est magnétique et même magnétopolaire. Il est phosphoreux, mais moins que le minerai de Rougé (minerai hydraté de Rougé). On trouve de ce même minerai dans les champs environnants, ce qui peut faire présumer que le gîte est important. Selon toutes les apparences, il forme une couche régulièrement intercalée dans le terrain de transition; on a retrouvé sa trace au N.-O. de Segré, sur la route la route de Pouancé, qui, suivant à peu près la direction générale du terrain, ne s'éloigne pas du gîte de minerai.

• Entre Segré et Noyant, vis-à-vis la Lande, on trouve des fragments semblables à ceux du minerai du Vau-d'Oudon; à l'extrémité du plateau, on trouve du fer oligiste massif, à structure grenue et cristalline, d'un rouge bleuâtre, à poussière rouge.

• En quittant la grande route pour aller aux carrières de Noyant, on retrouve un minerai semblable; en reprenant la route un peu plus loin, sur le bord du fossé, on observe un point où tous les déblais, sur une longueur d'environ 2 mètres, sont formés de fragments de fer oligiste bleuâtre, très-riche. C'est là, sans doute, l'affleurement d'une couche de minerai coupée par le fossé. A la hauteur de Combrée,

- sur la grande route, on retrouve le même minerai accompagné de scories de forges à bras, ce qui indique qu'autrefois il a été l'objet d'une exploitation.

- Ce gisement paraît avoir une grande étendue, puisque de Segré à Vergennes on rencontre constamment des fragments du même minerai.

- On trouve encore dans d'autres points du département des quartzites ferrugineux assez riches pour être considérés comme minerai de fer. Il en existe à Champigné ; à Angers, faubourg Saint-Michel, on a mis à découvert une couche de quartzite ferrugineux, d'une puissance de 12 mètres, donnant du minerai riche.

- *Il serait à désirer que le minerai de Segré fût l'objet d'études et de recherches en rapport avec l'importance du gîte.*

Enfin, en 1854, M. A. Millet, géologue à Angers, fit imprimer la *Paléontologie du Maine-et-Loire*. Aux pages 28 et suivantes, il s'exprime comme suit :

- *Fer magnétique phosphoreux* : D'un noir verdâtre, à poussière d'un vert foncé, magnétique et même magnétique polaire. Il présente une masse compacte, divisée en fragments parallélépipédiques. Ce minerai, qui paraît être très-riche, a été observé par MM. les ingénieurs des mines aux environs de Segré, sur les bords de l'Oudon, près de Vaudon, dans une excavation ouverte pour l'empierrement de la route. On rencontre encore ce minerai entre Segré et Noyant-la-Gravoyère, près d'une lande.

- *Fer oligiste massif*. — Structure grenue et cristalline, d'un rouge bleuâtre. à poussière rouge. A l'extrémité du

- montre au nord de Champigné, canton de Châteauneuf, depuis le bois d'Helleau jusqu'au moulin des Fontenelles, et
- en traversant le bois de la Chapelle situé sur cette ligne,
- l'on y rencontre des scories de forges à bras.

- A Angers on retrouve ce minerai au Jardin-des-Plantes,
- au Champ-de-Mars et dans le faubourg Saint-Michel; dans
- cette dernière localité il présente une puissance de 12
- mètres.

- Cette roche ferrugineuse se montre encore à Angrie, à la
- métairie de la Rivière-Besnard, et presque à l'affleurement
- du sol; elle présente une bande d'environ 30 mètres de
- largeur, qui traverse de l'Est à l'Ouest la commune d'Angrie;
- sa puissance, sans être connue d'une manière exacte, fait
- présumer néanmoins que ce minerai, qui a fourni 40 p. %
- de fer à l'analyse, peut donner lieu à une exploitation
- profitable.

La question en était là lorsque, en 1850, 56 et 1868, M. Danton, ingénieur civil des mines, et à cette époque juge de paix à Saumur, eut occasion, à propos des recherches géologiques qu'il faisait dans l'Anjou, de venir constater et étudier la richesse des gisements indiqués dans les ouvrages précités. Il fit faire en 1856 et 1868 des analyses du minerai de Segré au bureau d'essai de l'Ecole des mines de Paris.

Après les désastre de 1870 et la perte pour la France des forges, mines et minières d'Alsace et Lorraine, il pensa que le moment était venu de mettre en valeur une richesse minérale jusqu'alors ignorée. Sur les conseils et les encouragements de M. Gruner, il fit faire de nouvelles analyses, de nouvelles recherches, et obtint la coopération de M. Jules Garnier, que ses explorations dans la Nouvelle-Calédonie avaient mis en relief.

A la fin de 1874 et au commencement de 1875, six concessions étaient déjà accordées.

Ce que l'on
pensait
avant 1872
des
minerais de fer
de Segré.

Lorsque, au mois d'août 1872, les premières demandes en concession des mines de fer de Segré ont été formulées, les ingénieurs de l'Etat pensaient que les gîtes n'étaient pas concessibles ; ils exigèrent que la continuité des couches fût établie jusqu'à au moins vingt mètres de profondeur, et c'est avec la plus grande incrédulité dans le succès des recherches qu'ils virent commencer les premiers puits.

Cette opinion ne doit pas surprendre lorsque l'on considère ce que les travaux de géologie ont appris jusqu'à ce jour sur la nature des minerais de fer de la Bretagne, de l'Anjou, et, en général, de tous les terrains paléozoïques de l'Ouest de la France.

Ainsi, dans l'*Explication de la carte géologique de France* (1841), Dufrénoy résumant tout ce que l'on savait alors sur la géologie de la presqu'île de Bretagne, ne cite qu'un gisement de minerai de fer dans le terrain silurien, celui du Bas-Valet, près de Quintin (Côtes-du-Nord). Il ajoute : les départements de l'Ouest de la France possèdent 39 hauts-fourneaux. Le minerai qu'ils emploient appartient, pour la plus grande partie, aux terrains tertiaires, mais, d'après des observations récentes de M. Lorieux, ingénieur des mines, les terrains de transition fournissent aussi une proportion assez notable de minerai de fer exploité dans les départements de l'Ouest de la France ; il y existent à la ligne de contact de ces terrains et des roches anciennes.

En 1844, M. E. de Fourcy publiait les cartes géologiques du Finistère et des Côtes-du-Nord, puis, en collaboration avec M. Lorieux, celle du Morbihan.

Dans les ouvrages qui accompagnent ces cartes, on trouve quelques renseignements sur les minerais de fer.

A cette époque, aucune exploitation de fer n'existait dans le Finistère, et tous les gisements de minerai semblaient pauvres.

sur ceux qui avoisinent la rade de Brest, et sur lesquels on a fait des recherches en 1840.

Le minerai, dit M. de Fourcy, est riche et de bonne qualité ; c'est la plupart du temps de l'hydroxyde de fer, quelquefois de hématite brune.

L'analyse a donné :

Minerai de Poulmié . . .	28 % de fer.
De Portifell . . .	25
De Penforn . . .	27
De Rosnohan . .	35
De Trégarvan . .	42

Les recherches de 1840 ont été reprises en 1872, sans aboutir à aucun résultat sérieux. Le minerai de la rade de Brest semble avoir été produit par la décomposition de crêtes de filons pyriteux enclavés dans le terrain dévonien, et non dans le silurien comme à Segré.

M. de Fourcy cite aussi, à une lieue au Sud du Huelgoat, près de Saint-Mandé, une masse énorme de fer oxydé rouge illicite. Ce minerai appartient aussi au terrain dévonien ; il en enferme des fossiles caractéristiques.

Dans le département de Morbihan, on ne rencontre aucune mine importante. Cependant, on voit du fer oligiste dans les schistes métamorphiques de Coatquidam et de Rohan, du fer hydroxydé à Gourin, Boislardan, et Lande-Ferrière, près Juerméné, Moréac et Rohan, du fer oxydé hydraté au milieu des schistes, principalement à Béganne, près Redon. Les mica-schistes de Guidel sont ferrifères.

Le département des Côtes-du-Nord semble plus favorisé que les deux précédents. Les mines y sont nombreuses.

Près de Goarce, sur la rive droite du canal de Nantes à Brest, les exploitations forment trois bandes parallèles, dirigées, sur une longueur de 6 à 7 kilomètres, comme les roches schisteuses qui les renferment. Le minerai est un fer hydraté argileux en rognons disséminés dans des amas d'argile blanche ou

jaune qui s'intercalent de distance en distance entre les strates des schistes cambriens souvent métamorphiques.

En moyenne, ces minerais ne doivent guère donner plus de 30 à 32 p. % de fer. Les exploitations ouvertes sur la lande de Goaree datent de la fondation des forges de Rohan et des Salles, les plus anciennes de Bretagne, qu'elles alimentent encore aujourd'hui. Souvent le minerai s'épuise à quelques pieds au-dessous du sol ; d'autres fois, on le suit jusqu'à la profondeur de 20 mètres.

Le haut-fourneau de Vaublanc est alimenté par les minières de Carbilan dans la montagne du Ménez. Le minerai qu'elles fournissent est de l'hydroxyde en puissants rognons intercalés de distance en distance entre les strates du schiste cambrien. Ces exploitations sont nombreuses et profondes, quelques-unes d'entre elles remontent à une époque reculée.

Les minières de Catenoy alimentaient le haut-fourneau de la Hardouynaie et servent encore à celui de Vaublanc.

Ces exploitations appartiennent à une bande très-étendue parallèle au schiste encaissant. Le minerai est du fer hydroxydé, en amas de peu d'étendue, et se perdant à 7 ou 8 mètres du jour.

Les minières de l'Hermitage et de Corlay desservaient le haut-fourneau du Pas ; elles comprenaient une série de gîtes isolés intercalés de distance en distance dans le terrain de transition. Le minerai qu'elles fournissaient était un fer oxydé hydraté généralement siliceux. Ces minières sont épuisées.

Les nombreux gîtes de minerai de fer exploités au Sud de

de la forêt de Lorges. Il forme un puissant amas isolé au milieu des schistes. Le minerai qu'on y extrait est un silico-aluminate de fer, mêlé ou combiné avec de l'oxyde magnétique. Il est noir, sans éclat, à structure oolitique, fortement attirable à l'aimant. On y a trouvé 0,003 d'oxyde de chrome.

Berthier lui assigne la composition suivante :

Peroxyde de fer	0,488
Protoxyde de fer.	0,234
Silice	0,130
Alumine.	0,120
Oxyde de chrome	0,003
Charbon et eau	0,025
Total.	1,000

Dufrénoy, dans son *Traité de Minéralogie*, attribue la découverte du gisement du Bas-Valet à M. Pouillon-Bobbaye ; il dit que ce minerai a une composition presque identique à celle de la chamoisite et lui donne comme composition :

Peroxyde de fer	49,10
Protoxyde de fer.	23,60
Alumine.	14,10
Silice	10,85
Perte	2,35

Il contient 0,519 de fer. Il donne une excellente fonte de moulage et on a trouvé qu'il améliorait la qualité du fer de Vaublanc.

Le gisement forme une masse isolée dont on ignore la profondeur. L'étendue

Le département d'Ile-et-Vilaine possède aussi quelques exploitations de minerai de fer ; les plus importantes sont celles qui entourent les forges de Paimpont, et, dans la forêt de Rennes, celles de Liffré. Ce sont encore des hématites jaunes ou brunes en amas irréguliers.

Il m'a été impossible de me procurer des documents sérieux sur les gisements du Sud du département, indiqués dans la carte géologique de M. Durocher au milieu des grès associés aux schistes siluriens. Il est probable que l'on doit y retrouver des couches analogues à celles des environs de Segré et dans les mêmes conditions de gisement.

M. E. Lorieux, ingénieur des mines, à Nantes, a publié, en 1875, un résumé des ressources minéralogiques du département de la Loire-Inférieure. A propos du fer, il dit :

« Le gisement le plus important de minerai de fer dans la Loire-Inférieure est celui de Rougé, à 10 kilomètres au Nord de Châteaubriant. Le minerai d'hydroxyde de fer s'y trouve en rognons disséminés dans des sables argileux sur une épaisseur variant de 0^m,15 à 0^m,30, une largeur d'environ 50 mètres et une longueur de 300 à 400 mètres, suivant la direction O. 20° N. et l'inclinaison de 30° au Sud des quartzites qui forment les plateaux allongés des hauteurs du voisinage. Le minerai de fer de Rougé est parfois siliceux, plus souvent argileux ; il est dans certains cas recouvert d'un enduit noir qui paraît être du bioxyde de manganèse. Les efflorescences des tas de minerai exposés à l'air y dénoncent la présence des pyrites. Le minerai n'a été exploité jusqu'à ce jour que par

Inférieure), et autrefois ceux de la Prévrière (Maine-et-Loire), et de Moisdon (Loire-Inférieure). On l'y mélangeait avec un quart environ de minerai calcaire de Bilbao pour améliorer la qualité de la fonte, qui aurait été trop cassante et trop siliceuse avec l'emploi exclusif des minerais du pays.

A la Haute-Noë et à la Noë, on trouve des minerais analogues à celui de Rougé.

Les minerais de la forêt de Larche, aux environs de Meilleraye, alimentaient le haut-fourneau de la Jahotière ; ils sont disséminés en rognons de 0^m,10 à 0^m,30 d'épaisseur sous les sables argileux tertiaires qui recouvrent le terrain, et doivent être considérés comme contemporains de ces sables.

La Loire-Inférieure contient, en outre, de nombreux gisements de minerais de fer, soit dans les dépôts tertiaires adventifs qui se trouvent sur divers points du département, soit au contact des quartzites et des schistes ardoisiers, soit dans les micaschistes et les schistes talqueux au contact des granites et des gneiss.

Des exploitations récentes de minerais de fer ont été entreprises par la Compagnie des usines de Marquise et par M. Victor Doré, du Mans, à la limite de la Loire-Inférieure, près Redon, sur les bords du canal de Nantes à Brest, à proximité du chemin de fer et à faible distance des minières de Béganne (Morbihan). Le minerai est analogue à celui de Rougé ; teneur, 40 p. % ; il doit être mélangé de minerai d'Espagne.

Le département de la Mayenne renferme un certain nombre de minières exploitant toutes du fer oxydé hydraté en rognons à la base du terrain tertiaire. Les amas sont disséminés très-irrégulièrement.

A Orthe, on fond le minerai de la Coutelle et de Monfaucon. Enfin, l'usine de Moncor possède la minière du Coin des Haies.

M. Lorieux résume comme suit l'opinion généralement accréditée sur les minerais de la Bretagne :

- 1° Ces minerais se trouvent en *amas* ou en *rognons* dans les *schistes argileux métamorphisés et altérés* des vallées parallèles à la direction générale des affleurements granitiques du Sud de la Bretagne (O. 20° à 24° N.), à part quelques amas dont l'orientation différente trouve son explication dans le voisinage de porphyres ou d'amphibolites ;

- 2° Si, dans leur voisinage, les roches ignées ne se montrent pas à la surface, la direction générale des minerais n'en reste pas moins parallèle aux grands sillons déterminés par l'épanchement de ces roches primitives ;

- 3° Les minerais de fer semblent provenir de sources qui ont traversé les fissures des roches, et d'où se sont dégagés, en arrivant à la surface, les acides gazeux dont la présence maintenait le fer en dissolution ;

- 4° L'oxyde de fer hydraté se trouve généralement accompagné d'argile dans le schiste altéré et pourri, et ne se trouve jamais dans les schistes durs non altérés, ce qui prouve que le minerai est contemporain de l'altération des schistes et postérieur à leur dépôt.

Tous ces gisements de la Bretagne étant donc considérés comme superficiels, et se trouvant situés dans des terrains analogues à ceux de l'arrondissement de Segré, on pouvait conclure, par analogie, qu'il en était de même pour ces der-

Segré, se mirent donc à l'œuvre, et leurs travaux prouvèrent dès l'abord la concessibilité des gîtes.

Je crois pouvoir affirmer qu'ils démontrent, en outre :

1° Qu'on n'avait pas affaire à des *amas* ou *rognons*, mais bien à des *couches* aussi caractérisées que celles des terrains encaissants, régulièrement stratifiées, soumises comme elles à tous les accidents de roches aussi anciennes, tels que failles, rejels, crains, etc. ;

2° Que ces couches ne sont pas intercalées dans des schistes, mais bien dans des grès et quartzites à *bilobites* (*cruziana*) et à *tigellites* (*scolytus*), formant un horizon bien distinct dans la série des roches paléozoïques, immédiatement en contact et au-dessous des schistes ardoisiers à *Calimene Tristani*, orientées comme eux et en stratification concordante avec eux ;

3° Que si, dans leur voisinage, on trouve des roches ignées telles que les porphyres quartzifères, ces dernières n'ont eu sur les couches de minerai de fer qu'une influence mécanique en les soulevant et les contournant comme les grès et les schistes voisins. Elles ont même pu modifier l'état du fer dans son gisement, mais non pas lui donner naissance. Ces couches sont parallèles aux éruptions porphyriques, comme le sont les schistes ;

4° Que les minerais de l'arrondissement de Segré ne peuvent pas être dus à des sources, car celles-ci devaient avoir pour effet de produire la minéralisation de toutes les roches dans une zone symétrique autour de leur point d'immersion, et que l'on ne peut leur attribuer la formation de masses minérales stratifiées avec échantillons régulières.

Il est très-probable que les couches de Segré ne sont pas isolées au milieu de la formation paléozoïque, que leur limite n'est pas celle du département de Maine-et-Loire, mais qu'elles se rencontrent dans toutes les parties du terrain silurien où l'on retrouve des bilobites et des tigellites.

Peut-être même pourrait-on trouver dans ces couches ferrières la cause des couches ferrugineuses qui ont donné naissance aux dépôts plus récents de fer hydroxydé ?

Les gisements de minerai de fer de l'arrondissement de Segré se composent, comme on vient de le voir, de trois variétés de minerai : des hématites brunes ou jaunes, du fer oligiste et du fer oxydulé.

Minerais
en couches.

La première de ces espèces se trouve en amas, en couches restreintes, horizontales, à une petite profondeur, et forme des gîtes non concessibles. On s'y est fort peu arrêté, et je n'en dirai quelques mots qu'après avoir parlé des deux autres espèces qui constituent, au contraire, des couches régulières, puissantes, pouvant donner lieu à une exploitation souterraine régulière et de longue durée.

C'est à leur recherche que les explorateurs actuels ont apporté tous leurs soins.

Ces couches se trouvent toujours dans les quartzites ; il importe donc de connaître aussi exactement que possible la manière d'être de ces roches et d'en déterminer les limites.

Malheureusement, la séparation du terrain schisteux et du terrain arénacé est le plus souvent difficile à établir, elle disparaît presque partout sous les alluvions modernes, et ce n'est

La végétation est très-abondante dans l'arrondissement de Segré. Tout le sol est livré à l'agriculture ou couvert de forêts. La terre végétale a une épaisseur qui dépasse souvent 0^m,80 et 1 mètre.

De la recherche
des minerais.
Affleurements.

Elle recouvre, presque toujours, des argiles jaunes ou blanches dont l'épaisseur varie entre quelques centimètres et six mètres. Enfin, vient la roche en place, souvent profondément modifiée par les agents atmosphériques.

Ces argiles superficielles sont rarement pures, mais mélangées de débris de toutes natures du sous-sol. Au-dessus des schistes, elles sont quelquefois très-épaisses, et renferment des parties feuilletées ; au-dessus des grès et quartzites, elles sont moins grasses, plus sableuses, et englobent toujours des morceaux de ces roches ; ces morceaux ne sont jamais roulés, leurs arêtes sont restées très-vives ; on voit qu'il n'y a jamais eu transport à de grandes distances, mais formation presque sur place aux dépens des roches voisines. Les argiles placées au-dessus des couches de minerai en renferment des fragments et sont colorées.

On conçoit combien il est difficile, dans de pareilles conditions, de deviner, en quelque sorte, dans une exploration superficielle, la nature des roches cachées sous l'argile.

Mais le pays est coupé de nombreuses routes et de chemins dont les fossés donnent des indications très-précieuses ; les terres labourées, lavées par les pluies, laissent à nu des échantillons du sous-sol.

Les anciennes exploitations, qui ont laissé partout des traces faciles à constater, se rencontrent en beaucoup de lieux, et il n'est pas un seul périmètre demandé en concession qui n'en renferme. Elles se trouvent en général dans les parties les moins bien cultivées, souvent elles sont cachées dans des

gauche et se prolonger ainsi, en affectant de nombreux rejets, sur des kilomètres de longueur. La profondeur de ces trous ne dépasse jamais six ou sept mètres, ils ont tous une forme elliptique, et leur ensemble est l'image d'un chapelet dont les grains seraient de dimensions très-variables. Les bords de ces excavations sont formés de déblais anciens, et c'est là, sur des talus qui longent les fouilles et en exagèrent la profondeur, que l'on trouve des échantillons des couches exploitées ; là aussi croissent des broussailles et souvent des arbres séculaires.

En hiver, et pendant les premiers mois du printemps, les excavations sont ordinairement pleines d'eau ; elles se dessèchent en été et en automne. Cette alternative de sécheresse et d'humidité empêche la végétation de s'y développer ; aussi trouve-t-on ces cavités pleines seulement d'humus provenant de la décomposition des feuilles.

Les minières, plus rares, qui demeurent toujours sèches, sont couvertes de plantes, et des arbres très-vieux poussent quelquefois en leur milieu.

Beaucoup de cultivateurs ont rendu à la culture, en les comblant, ces restes antiques, et on n'a alors, pour en retrouver la place, qu'une légère dénivellation de la surface, des échantillons épars sur le sol, la tradition ou le témoignage des paysans, enfin des noms de lieux tels que : *le champ de la minière ou des mines, le bois Fouillé ou du fouillé*, etc.

Les débris contenus dans les haldes, les scories qui les avoisinent souvent, prouvent d'une façon certaine l'existence d'une

servi qu'à établir la nature des épontes des couches et leur inclinaison.

On a aussi cherché des indications sur la nature des gîtes, en attaquant la séparation entre deux excavations contiguës. Là, on a quelquefois trouvé le minerai en place. Ceci ferait supposer que les anciens laissaient ces parties de couches pour soutenir le toit ou pour isoler les diverses minières au point de vue des eaux.

Enfin, aux extrémités des lignes de fouilles anciennes, des tranchées ou des puits ont été entrepris, et cela sans résultats, quelquefois à cause des rejets qu'éprouvent les couches, rejets qui ont limité les anciens travaux.

Ces petites recherches préalables n'ont donc pas toutes été couronnées de succès. Mais, toutes les fois que sur une ligne de minières anciennes on a entrepris avec des moyens d'épuisement suffisants un puits de 15 à 20 mètres de profondeur, on a retrouvé le minerai en place, et on n'a jusqu'ici jamais trouvé de vieux travaux au dessous de 16 mètres de profondeur.

Les échantillons de minerai, recueillis sur les bords des anciennes mines, représentent, presque sans altération, la nature des couches exploitées; on peut donc préjuger dès l'abord de la qualité de la couche cherchée. Il est cependant arrivé que l'on n'a pas retrouvé en profondeur un minerai recueilli à la surface; mais aucune recherche n'a été poussée assez loin pour que l'on soit certain de sa disparition.

Le fonçage des puits de recherche, dans le voisinage des anciennes minières, est rendu difficile et coûteux par l'abondance des eaux, puisqu'il faut vider toutes ces cavités très-imparfaitement remblayées. Aussi a-t-on souvent cherché à

terrain, enfin en se guidant sur des directions d'anciens travaux, on est arrivé à déterminer les affleurements d'un certain nombre de gîtes.

Ces affleurements sont indiqués par une couleur du terrain plus rouge ou plus noire que celle des terres environnantes, par des fragments de minerai quelquefois très-petits répandus sur le sol, par la présence de brèches ou conglomérats ferrugineux superficiels, dus à l'agglomération de cailloux de la surface, roulés ou anguleux, par des eaux chargées d'oxyde de fer.

Sur des affleurements ainsi reconnus, on a fait une grande quantité de tranchées, et le plus souvent on a mis en évidence l'existence de couches de minerai. La manière d'être de ces coupures, conduisant de la surface du sol aux couches en place, est très-variable, et cependant toutes ces fouilles présentent entre elles certaines analogies évidentes.

Considérons le cas le plus compliqué qui puisse se présenter :

Sur le penchant d'un coteau, on a observé un affleurement. Le terrain, plus rouge qu'aux environs, forme une bande alignée dans le sens de la stratification ; dans cette région, on trouve de rares fragments de minerai oxydulé, des débris de géodes dont les enveloppes concentriques sont formées de fer oxydé hydraté, passant du jaune clair au brun ; le centre en est souvent bleuâtre et très-friable ; d'autres fois il y a un noyau formé d'argile blanche ou jaune.

Une tranchée est ouverte normalement à la direction présumée de la couche. Sous la terre végétale, on trouve de l'argile

d'épaisseur, tout en restant presque horizontale. Les géodes deviennent plus volumineuses ; leur nombre augmente ; dans la masse, on commence à rencontrer des fragments de minerais oligistes ; puis la masse minérale se rassemble peu à peu en une couche presque continue qui augmente d'épaisseur ; le fer oxydulé apparaît en fragments anguleux et finit par former la couche tout entière. A ce moment, celle-ci perd brusquement son horizontalité et l'on se trouve en plein massif ; la fouille approfondie ne tarde pas à mettre en évidence des épontes régulières. Le minerai est encore plus tendre qu'il ne le sera en profondeur ; souvent il rougit encore un peu sous le choc du marteau.

On a vu des épanchements de ce genre se poursuivre horizontalement pendant plus de 50 mètres, avant de conduire à la couche oxydulée dans sa position normale.

Ainsi, le minerai oxydulé très-dur, soumis à l'influence des agents atmosphériques, a commencé par devenir plus tendre, les pyrites qu'il pouvait contenir ont disparu ; peu à peu, il s'est suroxydé et a eu tendance à devenir oligiste ; enfin, tout près de la surface, il a été entraîné vers la vallée. Ses fragments sont devenus de plus en plus tendres, il y a eu hydratation, formation d'hématites et de géodes. Tous ces phénomènes successifs s'observent quelquefois avec la plus grande netteté, et l'on trouve des fragments volumineux dont le centre est oxydulé, la région moyenne oligiste, la surface hydratée ; il y a eu, en même temps, transport du fer d'une région à l'autre, si bien que, dans un de ces blocs, les enveloppes concentriques qui forment la géode ont des teneurs en fer qui peuvent varier

ments superficiels au détriment du centre ; il y a encore épanchement au milieu des argiles ; le minerai prend une teinte verdâtre. Ces altérations peuvent s'observer jusqu'à 10 et 15 mètres de profondeur et plus.

D'autres fois, le minerai oxydulé a été rebelle aux influences extérieures, et sa dureté elle-même est demeurée considérable.

Les affleurements des couches oligistes sont tous bien plus simples. On y observe très-peu de modifications chimiques dans la nature du minerai ; plus de fer hydrate argileux, plus de géodes ; on trouve sur le sol le minerai sans altération ou seulement un peu rougi. Les argiles de la surface sont seulement colorées. Sur le gîte, ou à très-peu de distance, on trouve des fragments anguleux de minerai. Les épanchements existent encore, mais ils ont bien moins d'étendue. La couche n'est que disloquée et offre l'image d'un mur qui se serait éboulé vers la vallée, au milieu d'une masse argileuse.

Je passerai maintenant à la description des six bandes de gisements qui ont été constatées.

Bande de quartzite du Lion-d'Angers, à Segré.

PL. XXI
et PL. XXII.

La bande de quartzite la mieux connue est celle qui s'étend du Lion-d'Angers à Pouancé. (Voir PL. XXI.)

Du Lion d'Angers à Segré, elle est située au Sud du cours de l'Oudon ; à partir de Segré, on la trouve entre les vallées schisteuses du Misangrain, au Nord, et de la Verzée, au Sud. Cette zone a été étudiée sur une longueur de plus de 26 kilomètres,

Depuis Segré jusqu'à Audigné, la séparation Nord entre les schistes et les quartzites se suit presque en ligne droite; il y a cependant un accident dont le point est difficile à préciser, mais qui doit exister dans le bois du Vaududon, à l'Ouest du bourg de la Chapelle-sur-Oudon.

Partie à l'Est
de Segré.

Cet accident reporte les schistes vers le Sud.

Au Sud de la bande quartzeuse, on suit les schistes presque pas à pas, depuis Segré jusque dans le parc du château de la Lorie; là ils disparaissent sous les alluvions et ne se retrouvent qu'au Sud de la Maison-Blanche, près de la Chapelle-sur-Oudon, pour se poursuivre vers Audigné.

Ils sont donc, comme ceux de la limite Nord, fortement rejetés vers le Sud.

La région quartzeuse se rétrécit beaucoup vers l'Est; elle a son épaisseur maximum, de 450 mètres, entre la ferme de la Championnais et celle de la Ducherie.

Les quartzites et les grès s'accompagnent toujours; leurs bancs succèdent ordinairement l'un à l'autre. Chaque assise n'a pas plus d'un mètre d'épaisseur. Le quartzite est d'une dureté extrême; le grès, ordinairement plus tendre, passe au quartzite par degrés insensibles. Entre les bancs de ces roches dures, on trouve quelques couches, ordinairement très-minces, de schiste jaunâtre, peu fissile, ou de grauwacke schisteuse.

Toutes les strates de cette région plongent vers le Nord.

Parallèlement à la zone quartzeuse et à 200 mètres au Sud, au milieu des schistes anciens, on observe un banc puissant de poudingue que l'on suit sur plusieurs kilomètres de longueur.

Poudingue
du Sud.

Je note cette observation comme pouvant servir d'horizon.

A l'Ouest de Segré, la limite Nord du schiste ne se retrouve que près de la ferme de la Minsandière. A partir de ce point,

Partie à l'Ouest
de Segré.

jusqu'au ravin qui précède la ferme de Saint-Blaise ; là, elle subit une nouvelle interruption pour se reporter d'environ 600 mètres vers le Sud. Elle reprend ensuite sa direction première et semble se prolonger régulièrement à travers la forêt de l'Ombree jusqu'au-delà de Vergonnes.

La séparation Sud est impossible à déterminer, jusqu'ici, exactement. On ne la connaît qu'en quelques points isolés, par exemple au Nord de Noyant-la-Gravoyère.

Les quartzites auraient en ce point 600 mètres de largeur.

Ils dépassent cette épaisseur en d'autres points.

Dans cette région, comme à l'Est de Segré, le terrain est composé de quartzite, de grès et de schiste argileux jaunâtre.

Les couches plongent aussi vers le Nord.

Partie la plus
voisine
de Segré.

Entre la ferme de la Minsandrière, à l'Ouest de Segré, et la Condre à l'Est, se trouve un espace de 5 kilomètres de longueur, dans lequel la bande de quartzite qui nous occupe devient très-étroite et très-bouleversée. Cette partie correspond, comme je l'ai dit plus haut, au changement de direction des cours de l'Oudon et de la Verzée.

Là, les couches de schistes, très-tourmentées, sans pendage bien déterminé, ont remplacé les roches quartzieuses ; celles-ci n'occupent plus qu'un espace très-limité ; leurs assises sont très-contournées ; le minerai de fer y existe encore, mais en morceaux isolés très-restreints ; souvent il n'accuse sa continuité qu'en colorant la roche. Les alluvions des vallées contribuent à empêcher de débrouiller ce dédale.

Région Est

Les couches de minerai connues jusqu'à ce jour dans la

Il faut ajouter à cette liste la petite couche de la Verzée, dont la relation avec les autres n'est pas encore bien établie.

Ce premier groupe ne se compose que d'une couche. Elle se trouve au Nord, à la séparation même des schistes et des quartzites; son affleurement est très-peu apparent; elle a été reconnue en deux points. (Voir Pl. XXIV.)

1^{er} groupe.
Couche Nord
au contact
des schistes.

Une galerie à travers-bancs, dite de l'Eglise de Minguet, partant du bord de l'Oudon, a recoupé cette veine à 27^m, 40 de son point d'affleurement, et on y a poussé une cheminée montante qui a percé au jour.

Pl. XXIV,
Fig. 8.

La couche a 1^m, 20 d'épaisseur; les épontes sont régulières; mais le minerai, déjà très-altéré au niveau de la galerie, le devient de plus en plus quand on s'approche du jour, si bien qu'auprès de la surface on ne trouve plus entre le toit et le mur qu'une masse tendre, argileuse et ocreuse, d'une très-faible densité. Pendage, 50° Nord.

Le puits Nord du Vaududon, creusé sur cette couche, a 12 mètres de profondeur; il l'a recoupée avec 2 mètres de puissance et formée de minerai moins profondément altéré. Pendage, 60° Nord.

Pl. XXIV,
Fig. 9.

Le minerai du groupe Nord est du fer oxydulé magnétique, à cassure grenue, irrégulière et terne. La masse est coupée par de nombreux plans qui la divisent en polyèdres et ont une teinte verdâtre. La rayure est noir foncé, la densité seulement de 3,39. (Teneur 46,63).

Cette couche est trop altérée pour que l'on puisse se rendre compte de sa valeur en profondeur. La distance entre les points où on l'a étudiée est de plus de 1.000 mètres.

Ce groupe est peut-être le plus important de la région, et c'est celui qui a donné lieu, jusqu'à ce jour, aux travaux de recherches les plus considérables. On y a reconnu trois couches. (Voir Pl. XXII, Fig. 1.)

2^{me} groupe,
du Vaududon.

Elles se trouvent à environ 80 mètres au Sud de la couche du Nord.

Affleurements. Les affleurements de ce groupe sont faciles à suivre, et on remarque que leur ligne n'est ni continue ni droite. Les travaux ultérieurs feront connaître les causes de ces irrégularités. Les travaux intérieurs actuels font déjà supposer que cette irrégularité est due à des failles qui rejettent les couches tantôt au Nord, tantôt au Sud, suivant des plans presque perpendiculaires à la direction du terrain.

**Anciens
travaux.**

Le groupe du Vaududon a été exploité par les anciens. On retrouve leurs excavations un peu à l'Ouest du puits du Vaududon, et elles se continuent dans le bois du même nom sur une longueur de 400 mètres environ.

Les travaux actuels prouvent que les anciens ont pénétré jusqu'à la profondeur d'au moins 12 mètres.

Le groupe du Vaududon a été étudié par une série de tranchées, un puits et une galerie à travers-bancs.

Tranchées.

Les tranchées ont toutes fait découvrir des couches formées d'un mélange de fer oxydulé et de fer oligiste, avec tendance à passer à l'oxydulé pur en profondeur. Aux affleurements, on trouve beaucoup de fragments géodiques, à noyau d'argile jaune.

**Travers-bancs
de l'Ecluse.**

PL. XXIV,
FIG 8.

La galerie à travers-bancs de l'Ecluse, prolongée de 56 mètres à partir du mur de la couche du Nord, a atteint les couches du groupe qui nous occupe ; elle a traversé dans cet intervalle des bancs alternatifs de quartzite très-dur, de schiste et de grès tendre. Ces bancs ont de 0^m,10 à 0^m,80 d'épaisseur ; l'inclinaison, qui était de 60° Nord aux abords de la veine Nord, diminue peu à peu, et n'est plus que de 30° au moment où l'on trouve les couches du Vaududon.

La galerie traverse trois couches de minerai séparées par deux bancs de quartzite de 0^m,50 à 0^m,60 seulement. La cou-

n° 2 ; elle suit comme mur le banc de quartzite qui sépare cette couche de la couche n° 3. A 6^m,10 du travers-bancs, et sans que rien ait pu le faire prévoir, on s'est trouvé, tout à coup, en plein terrain stérile. On a traversé ainsi 3^m,40 de roche tendre, argileuse, ressemblant à du porphyre décomposé, et on a retrouvé le minerai aussi brusquement qu'on l'avait perdu. Abandonnant alors en pleine couche le travail en ce point, on s'est décidé à suivre le toit par deux galeries en direction marchant à l'Est et à l'Ouest.

La galerie Est a recoupé de nouveau la faille précitée et a retrouvé le minerai avec un rejet de 7^m,90 vers le Sud ; on s'est remis en direction et la couche s'est trouvée régulière sur une longueur de 25 mètres ; en ce point, nouvelle faille de 1^m,50 environ de largeur, et rejet au Sud de 0^m,50 ; le toit de la couche redevient normal et se suit pendant 8 mètres ; on trouve alors un nouvel accident précédé d'un brouillage de la couche ; il n'a pas été traversé.

La galerie Ouest a suivi le toit régulier jusqu'à 32 mètres de son point de départ ; là, il a été brusquement interrompu par une cassure parallèle à celles rencontrées par la galerie Est, mais de bien plus grande importance. On est entré dans une roche argileuse tendre, qui n'a pas tardé à renfermer des noyaux de diorite ; ceux-ci d'abord de la grosseur du point, ont peu à peu augmenté de volume et se sont changés en une roche massive très-dure. On est parvenu au centre du filon et on a repassé, en sens inverse, par les mêmes variétés de texture. Cette faille a 16 mètres de largeur. Le minerai s'est retrouvé, au-delà, avec la même allure et la même richesse.

Le filon dioritique dont je viens de parler ne se voit pas au jour, et ce fait s'explique par la décomposition que l'on observe

que je viens de décrire ; le diorite décomposé aura été entraîné par les eaux et n'aura laissé à sa place qu'un ravin. Cette facilité de décomposition des diorites, propriété que cette roche a de commun avec le kersauton et certains granits, explique pourquoi on n'a pas observé jusqu'à ce jour des filons analogues à celui recoupé par une galerie profonde ; ils ne doivent cependant pas être rares dans nos terrains anciens, il est même probable que la première faille de l'Est est, elle aussi, un filon de diorite.

Le minerai est du fer oxydulé magnétique, d'une dureté et d'une ténacité extrêmes ; il se trouve en gros bancs massifs séparés par des délits pyriteux très-minces, s'effleurissant rapidement à l'air. La cassure est grenue, irrégulière, la rayure noire, la densité 3,92.

Puits
du Vaududon.
PL. XXIV,
FIG. 10 et 11.

Le puits du Vaududon a 16 mètres de profondeur. Au niveau de 15 mètres, on a creusé une série de galeries en direction ou à travers-bancs qui ont un développement de 134 mètres et ont servi à constater l'existence de trois couches de minerai.

Une coupe de l'ensemble, allant du Nord au Midi, donne :

1° Couche du Nord	1 ^m ,80	
2° Grès et quartzite		2 ^m ,50
3° Couche centrale	3 ^m ,50	
4° Grès et quartzite		3 ^m ,00
5° Couche du Sud	1 ^m ,50	

Epaisseur totale du minerai 6^m,80

Ce chiffre de 6^m,80 se rapproche beaucoup de celui de

de galeries sans pouvoir retrouver le minerai. Dans toute son étendue, on n'a constaté que trois petits rejets de peu d'importance.

La veine Sud a été reconnue sur 19 mètres de longueur sans qu'on y ait rencontré d'accident.

Dans celle du Nord, on n'a fait qu'une petite galerie de 2 mètres.

L'inclinaison est de 60° Nord.

Le minerai de la couche Nord est de l'oxydulé, très-noir, argileux, géodique, décomposé, peu dense, probablement à cause de l'altération profonde due au voisinage de la surface.

Celui des deux autres couches est aussi oxydulé et magnétique, cependant la rayure est un peu violacée ou rouge, ce qui indique une altération évidente provenant du peu de profondeur atteinte par la galerie. On remarque qu'aux abords des accidents qui rejettent les couches, le minerai est plus altéré que dans les autres parties.

La densité est 4,00, la dureté moyenne, la cassure grenue et terne.

La distance entre les deux travaux principaux faits sur ce groupe est d'environ 1 kilomètre; mais les affleurements sont connus sur une longueur de plus de 1.400 mètres.

Dans le 3^{me} groupe, dit du Sud de Vaududon, on ne peut jusqu'ici assurer la présence que d'une couche située à 120 mètres environ au Sud du gisement précédent, cette distance étant prise dans l'axe du puits du Vaududon. En marchant vers l'Est, on remarque que le troisième groupe se rapproche sensiblement du second.

3^{me} groupe,
Sud du Vaudu-
don.

Les affleurements sont peu apparents. On y trouve d'anciens travaux importants s'étendant en ligne droite sur plus de 100 mètres.

4^m groupe,
dit
de la Boitellerie.

Les affleurements du groupe de la Boitellerie se suivent facilement sur une longueur de 1.200 mètres.

Ce groupe semble important par le grand nombre de couches qui le composent. La largeur occupée par les affleurements des différentes couches n'est pas de moins de 90 mètres.

Les anciens ont exploité les couches les plus au Nord, et on retrouve leurs excavations encore béantes sur une longueur de plus de 250 mètres.

Ces couches ont été très-imparfaitement étudiées par des travaux superficiels, tranchées ou puits peu profonds.

1° *Tranchée Ouest*. — Elle trouve une couche formée d'un mélange de fer oxydulé et de fer oligiste dont les épontes sont inconnues.

Pl. XXIV,
Fig. 12.

2° *Puits et galerie de la Boitellerie*. — Ce chantier recoupe cinq couches comme suit :

1°	Hématite rouge terreuse.	1 ^m ,00
2°	Hématite rouge.	0,50
3°	Mélange d'oxydulé et d'oligiste. . .	2,50
4°	id.	0,30
5°	id, ...	0,70

Tout le terrain ferrifère n'est pas traversé. Les couches plongeant au Nord, avec une inclinaison de 60°.

3° *Tranchée Sud de la Boitellerie*. — Cette tranchée coupe six couches ayant les épaisseurs suivantes en allant du Sud au Nord :

1^m,80 — 0^m,80 — 1^m,70 — 0^m,75 — 0^m,35 — 0^m,15

Pl. XXIV,
Fig. 13.

4° *Puits Tirlier*. — Ce puits a 14^m,25 de profondeur ; il a recoupé les couches du chantier précédent.

Le minerai du groupe de la Boitellerie se compose en grande

Le groupe des Gandines, exploré à un kilomètre à l'Est du puits Tirlier, pourrait bien n'être que le prolongement du système de la Boitellerie. Pour être sûr du fait, il faudrait que l'on retrouvât au Nord de lui les trois premiers groupes. Or, on n'a exécuté jusqu'ici aucun travail dans ce but, et les quelques morceaux de minerai que l'on trouve çà et là ne sont pas suffisants pour permettre d'établir certainement la continuité, jusqu'en ce point, des gisements du Nord. On n'a pas fait, non plus, les études intermédiaires suffisantes pour explorer l'intervalle compris entre le puits des Gandines et le puits Tirlier.

Dans ce groupe, l'allure des couches est changée : elles se trouvent presque horizontales, plongent même quelquefois au Sud, sont composées presque exclusivement de minerai de fer oligiste, moins riche que partout ailleurs, sont nombreuses, mais peu épaisses. Densité, 3,00.

On a fait sur ce gisement deux longues tranchées, un puits de 11 mètres de profondeur et une galerie en direction de 5 mètres. Ces travaux ont établi l'existence de 4 couches ayant des épaisseurs de :

2^m,50 — 1^m,80 — 0^m,80 — 0^m,90.

Jusqu'ici, la veine de la Verzée ne peut pas être rapportée d'une manière certaine à aucun des groupes précédents. En direction, on ne peut pas suivre ses affleurements ; au Sud et au Nord, on ne voit pas de minerai ; elle se trouve ainsi isolée aux abords du grand accident de Segré et, si sa direction n'est pas modifiée, elle passe bien au Sud des autres couches.

Les affleurements n'ont pas plus de 120 mètres de longueur et sont presque entièrement occupés par des travaux anciens incomplètement remblayés. Ces vieilles fouilles sont situées sur la rive droite de la rivière de Verzée, à 500 mètres environ en amont du pont de la ville. La direction de la Verzée, à son confluent avec l'Oudon, est presque normale à celle des couches ; cette disposition naturelle a permis de reconnaître le gisement par une galerie en direction.

5^{me} groupe,
dit
des Gandines.

Pl. XXIV,
Fig. 14.

6^{me} groupe,
dit
de la Verzée.
Pl. XXIV,
Fig. 15.

Depuis l'orifice jusqu'à 21 mètres, on a rencontré un terrain disloqué, puis une couche de minerai de 2 mètres de puissance, divisée en deux par un petit banc de quartzite de 0^m,40, situé à 0^m,50 du mur.

Entre 21 mètres et 40 mètres, on se trouve au milieu des remblais anciens ; les épontes de la couche sont régulières.

A 40 mètres, on a le front de taille des anciens ; un vide de 5 à 6 mètres de hauteur existe encore entre les remblais et le minerai ; on constate que la méthode employée se rapprochait de celle par gradins renversés ; on trouve des bois décomposés et de petites cavités (*potes*) alignées, faites au mur pour loger leurs extrémités ; les coups de pic sont encore apparents dans le massif ; le minerai est dur.

La galerie entre dans la couche en place et la suit sans accident jusqu'à 60 mètres. La couche est régulière et n'offre que des accidents de peu d'importance, entre autres une cavité d'un mètre cube environ, pleine d'eau et d'argile. Les parois de cette petite grotte sont profondément altérées ; le minerai est hydraté, argileux. Une cavité analogue se retrouve à 60 mètres, dans un brouillage de 5 à 6 mètres de longueur. Celui-ci traversé, la couche reprend sa régularité jusqu'à 75 mètres. Là, on commence à trouver un terrain bouleversé, composé de bancs irréguliers d'argile, de quartzite et de schistes, qui prend la place de la couche entre un toit et un mur réguliers. Cette portion de la couche a été suivie jusqu'à 101 mètres, point où les travaux ont été suspendus.

Le minerai de la Vante est constitué, essentiellement, d'un

à travers-bancs de l'Ecluse) se détachent nettement du minerai et en sont même quelquefois séparées par de petites veinules argileuses.

La bande de quartzite à l'Ouest de Segré s'étend, comme je l'ai dit plus haut, de la ferme de la Minsandière jusqu'au-delà de Vergonnes (Pl. XXII, Fig. 1). Dans toute cette région, les recherches ont fait reconnaître un grand nombre de couches dont l'ensemble peut être rapporté à trois groupes :

Région Ouest
de Segré.
Pl. XXI
et XXII.

- 1° Groupe Nord, — couche au contact des schistes ;
- 2° Groupe central, — minerai tendre, oxydulé ;
- 3° Groupe Sud, — minerai bleu, oligiste.

En traçant la limite qui sépare au Nord les quartzites des schistes, j'ai fait remarquer un transport brusque de cette limite, de plusieurs centaines de mètres vers le Nord, entre le bois du Fouillé et la ferme du Bois ; les couches de minerai sont rejetées de la même manière entre deux failles d'une grande importance. Dans ce transport, comme on le verra bientôt, leur nature n'a guère changé et la distance entre chaque groupe est restée sensiblement la même.

La région métallifère qui nous occupe peut se diviser en quatre parties :

- 1° Région Est ou du Fouillé ;
- 2° Région rejetée au Nord, ou de la Gravoyère ;
- 3° Région très-étudiée, de la ferme du Bois au village de Bel-Air.
- 4° Région encore mal connue, à l'Ouest de la précédente, jusqu'au-delà de Vergonnes.

La région Est, ou du Fouillé, comprend 3 groupes. Le pre-

Région Est...

de minerai. L'épaisseur de la conche est de 1^m,90. Le pendage est au Nord, formant avec l'horizon un angle de 85°. Le minerai est oxydulé magnétique. Les affleurements sont difficiles à suivre.

2^{me} groupe.

2^{me} groupe, ou groupe central. — Dans toute l'étendue du bois du Fouillé, on trouve de nombreux monceaux de scories anciennes et des traces de fouilles remblayées, alignées suivant la stratification du terrain.

Trois petites tranchées ont été pratiquées sur ces affleurements et ont donné des indications sur la nature du gîte, mais le travail principal est le puits dit du Fouillé.

Puits
du Fouillé.

Ce puits (Pl. XXIV, Fig. 17) a 13^m,90 de profondeur ; il a traversé 3 mètres d'argile jaune contenant de nombreux fragments de quartzite, et a pénétré dans une couche qu'il n'a cessé de suivre jusqu'au fond.

A 13 mètres de profondeur, on a creusé quatre galeries : deux à travers-bancs, deux en direction. Les deux premières, qui ont 6 mètres de longueur totale, ont traversé des bancs alternatifs de grès, argiles et quartzites, sans traces de minerai. Les deux autres ont suivi, sur une longueur de 16 mètres, la couche traversée par le puits. A l'Ouest, on s'est arrêté à un accident ; à l'Est, la couche n'a pas cessé d'être régulière et le travail a été interrompu en plein massif.

La veine reconnue par le puits du Fouillé a 2 mètres d'épaisseur ; elle est sensiblement verticale, avec tendance à plonger au Sud, et se compose de minerai oxydulé magnéti-polaire, pris dans une pâte blanche à cassure grenue et lerne. à ravure

Dans la région centrale, ou de la Gravoyère, nous distinguons encore trois groupes de couches.

Dans le 1^{er} groupe, ou groupe Nord, au contact des schistes, la couche a été reconnue par deux tranchées.

La fouille de la Maritaye (Pl. XXIV, Fig. 18) est remarquable par la longueur de l'épanchement de la couche à travers les argiles superficielles; on l'a suivi pendant 50 mètres.

Région centrale
ou de la
Gravoyère.
Groupe Nord
au contact
des schistes.
Pl. XXIV,
Fig. 18.

La veine a 2 mètres d'épaisseur, le pendage est Nord; elle est formée de minerai gris foncé, avec parties verdâtres, d'une grande dureté, magnéti-polaire, à cassure grenue et terne; densité, 4,16.

Le 2^m groupe, ou groupe central, le plus important de la région, est nettement indiqué par des excavations anciennes, encore béantes, qui se suivent, à travers le bois de la Gravoyère, de Saint-Blaise à la Maritaye, sur une longueur de 1.000 mètres. On remarque que ces vieux travaux forment une ligne plusieurs fois brisée, dont les tronçons sont rejetés tantôt au Nord tantôt au Sud, tout en conservant sensiblement la même direction. Il est probable que les travaux d'exploitation feront reconnaître des plans de fractures correspondant à ces solutions de continuité dans les affleurements.

Après quelques travaux superficiels dans les vieilles fouilles ou leur prolongement, on a foncé le puits de la Gravoyère.

Les 4 premiers mètres traversent des terrains d'alluvion composés d'un mélange de quartzites et de schistes plus ou moins décomposés, dans une masse d'argile blanchâtre.

Puits
de la Gravoyère.
Pl. XXIV,
Fig. 19 et 20.

Entre 4 mètres et 18 mètres, on a rencontré des bancs minces alternatifs de quartzite et de schistes.

A 18 mètres - on traverse une première couche de minerai

A la profondeur de 21 mètres, il a été fait, vers l'Est, une galerie de direction dans la couche n° 2 ; cette galerie a été poussée sur une longueur de 76 mètres.

La couche atteint son épaisseur maximum (1^m,07) à 11 mètres du puits. Vers 19^m,50, une faille rejette la couche vers le Nord, et la galerie, se continuant en ligne droite, pénètre dans la couche n° 3, située au mur des deux premières, et séparée de la couche n° 2 par un banc de quartzite schisteux, d'épaisseur et d'allure variables.

La couche n° 3 a une puissance de 1^m,20 ; elle se poursuit régulièrement jusqu'à l'extrémité de la galerie, arrêtée en plein massif.

A 7^m,50 du puits, il a été fait au Sud un travers-bancs de 5 mètres de longueur, qui a traversé un banc de 0^m,60 de quartzite et d'argile ; la couche n° 3, ayant en ce point 1^m,20, puis une série de bancs de quartzite et de petites couches de minerai dont la plus épaisse, la dernière, a 0^m,40.

A 40 mètres du puits, on a poussé au Nord un autre travers-bancs de 3^m,30 de longueur qui a recoupé les couches n° 2 et n° 1, avec une épaisseur de 1 mètre et de 0^m,90.

Les trois couches sont séparées en ce point par deux bancs de quartzite ayant chacun 0^m,60 d'épaisseur.

La veine Nord (n° 1) a été reconnue sur une longueur de 5 mètres.

Une galerie de remonte pratiquée dans la couche n° 3, à 32 mètres du puits, est venue percer au jour ; elle a rencontré les travaux anciens à 13^m,50 au-dessous du sol, et a traversé leurs remblais.

Les trois couches du puits de la Gravoyère sont formées d'un minerai très-tendre, friable sous les doigts, se délayant dans

La gangue est donc probablement argileuse. Un barreau aimanté sépare le fer oxydulé de sa gangue comme le fait le lavage.

La densité du minerai brut est de 4,25, celle du minerai lavé 4,34. Le minerai renferme accidentellement quelques filets pyriteux.

On trouve dans les haldes anciennes des morceaux de minerai compacte, ce qui fait supposer, ou que les trois veines étudiées changent de nature en direction, ou, plutôt, que toutes les couches n'ont pas été reconnues.

A 100 mètres au Sud du groupe précédent, on rencontre quelques fouilles anciennes, sur la direction desquelles on a pratiqué la tranchée dite de la Dominière. Celle-ci a rencontré, sous des alluvions de 1 mètre d'épaisseur, une couche de puissance inconnue, mais très-considérable, de minerai oligiste bleu.

3^{me} groupe Sud.
Tranchée
de
la Dominière.

Comme ce minerai est moins riche que l'oxydulé et qu'on en rencontre ailleurs de grandes quantités, les recherches en ce point n'ont pas été continuées.

Dans la région du Bois et de Belair (Fig. 1, PL. XXII), qui a plus de 3 kilomètres de longueur, les affleurements des couches se suivent en ligne droite avec la plus grande régularité.

Région du Bois
et
de Belair.

Au contact des schistes, on retrouve la couche de minerai oxydulé qui constitue le groupe Nord.

1^{er} groupe Nord
au contact
des schistes.

Elle a été reconnue en trois points, aux deux extrémités de la région, avec le même pendage Nord.

A l'Est, près de la ferme du Bois, la tranchée a reconnu la couche avec une épaisseur de 1^m,90.

A l'Ouest, la grande tranchée du chemin de Belair (Fig. 1, PL. XXIV) à l'ardoisière de la Forêt, l'a de nouveau mise à nu ; sa puissance est de 3 mètres. Le minerai, en ce point, est peu magnétique, rouge, à cassure terne, d'une grande dureté. Densité, 4,25.

Enfin, le puits Nord de Belair (Pl. XXIV, Fig. 21) l'a suivie jusqu'à la profondeur de 15 mètres. L'épaisseur de la couche

au fond du puits est de 2^m,50 ; elle offre en ce point la coupe suivante :

Minerai tendre, noir, oxydulé, riche.	0 ^m ,55
Minerai très-dur, quartzeux et pauvre (teneur, 35,50	
p. %	1,20
Minerai dur, oxydulé, riche (teneur 62 p. %) . . .	0,35
Minerai dur, oxydulé, de richesse moyenne, teneur	
40 p. % , ...	0,40
	2 ^m ,50

Les anciens ont fait des travaux sur cette couche entre la Moricaudais et la Grandinière.

2^{me} groupe
(central).

Les couches du groupe central ont été étudiées par la grande tranchée de Belair, le puits Sud de Belair et le puits du Bois.

La tranchée de Belair (PL. XXIV, FIG. 1) a constaté l'existence de deux couches de 0^m,90 et 1^m,30, séparées par un banc de quartzite de 0^m,55. Le minerai est oxydulé. L'épanchement de la couche, à travers les alluvions, forme une traînée de 18 mètres de longueur. Pendage Nord.

Le puits Sud de Belair (PL. XXIV, FIG. 22) reconnaît cette même couche sans l'étudier complètement.

Puits du Bois.

Le puits du Bois, placé près de l'extrémité Est de la région, sur une ligne d'anciens travaux très-importants, est représenté en coupe par la FIG. 2 (PL. XXIV).

Cette figure fait voir la régularité des couches traversées et en fait connaître la nature. Le puits a 30 mètres de profondeur. Les huit premiers mètres sont creusés dans une argile jaune, mélangée de fragments anguleux de quartzite. Jusqu'à 23 mè-

à travers-bancs vers le Sud. Cette galerie a recoupé quatre couches dont les épaisseurs respectives sont, en allant du Nord au Sud :

0^m,60 — 0^m,80 — 0^m,60 — 0^m,95.

La dernière est divisée en deux par un banc de quartzite de quelques centimètres.

La roche encaissante est formée de bancs alternatifs de grès tendre argileux et de quartzite.

Ces terrains sont très-aquifères.

Des travaux préliminaires entrepris avant le creusement du puits du Bois, sur les affleurements des couches, ont atteint la profondeur de 16 mètres sans avoir pu parvenir au fond des excavations anciennes.

Le minerai est à très-peu près de même nature dans les quatre couches, et analogue à celui de la Gravoyère. Il est oxydulé, magnéti-polaire, d'une friabilité telle que chaque fragment se réduit en poussière sous la pression des doigts. La couleur est gris bleuâtre, résultant de parcelles noires très-fines dans une pâte argileuse blanche.

Quand la cassure est fraîche, les petits cristaux miroitent au soleil. Densité, 3,92.

Le groupe du Sud est formé de couches puissantes de minerai oligiste bleu ; elles se suivent sur une grande longueur et sont très-régulières. Leurs affleurements sont très-apparents, mais n'ont pas été exploités par les anciens.

3^{me} groupe
(Sud).

Ces couches ont été reconnues par :

- 1° La tranchée du champ Quittel à l'Est (PL. XXIV, Fig. 3) ;
- 2° La grande tranchée de Belair à la Forêt à l'Ouest (PL. XXIV, Fig. 1) ;
- 3° Le puits de Belair (PL. XXIV, Fig. 23), foncé sur la couche la plus au Nord du groupe ;

ches. Celle du Nord a plus de 3 mètres de puissance et se divise quelquefois en deux bancs.

Celle du Sud, toujours séparée en deux par une couche de quartzite, a plus de 2^m,50.

Le minerai de la couche Nord est gris bleu, quelquefois violacé, à cassure brillante, grenue. La poussière est rouge. Densités, 3,90, — 3,77, — 3,63, — 3,38.

Celui de la couche Sud est aussi du fer oligiste, le plus souvent rouge, toujours plus dur. Densité 3,63, — 4,00, — 4,00, — 3,33.

Région Ouest
de Belair au-delà
de
Vergonnes.

A l'Ouest de la grande tranchée de Belair à la Forêt, s'étend la grande forêt de l'Ombree, puis le plateau de Vergonnes, qui se continue jusqu'à Pouancé (Pl. XXII et XXIII, Fig. 1). Le mauvais vouloir des propriétaires du sol a empêché les premiers explorateurs de faire dans cette vaste étendue de terrain des recherches importantes et suivies. La continuité des gisements a cependant été mise hors de doute par les observations suivantes :

Dans un grand nombre de points de la forêt de l'Ombree, que je ne puis préciser, on trouve des amas de scories anciennes à proximité de fouilles alignées, analogues à celles qui ont conduit aux découvertes des autres régions. Le point extrême Ouest où j'ai pu observer ces dépôts, se trouve au Nord de Vergonnes, à proximité de la Chauvaie; tout porte à croire qu'il y en a encore plus à l'Ouest.

Aux environs de Vergonnes, six fouilles superficielles ont mis en évidence l'existence de couches analogues à celles du groupe Sud. La couche de fer oligiste bleu a 3 mètres de puissance; elle plonge au Nord.

Concordance
des

Pour compléter et résumer ce que j'ai dit jusqu'ici sur la bande quartzeuse ferrière la plus importante et la plus riche

qui ne cesse de se trouver à la limite Nord, au contact du schiste ardoisier. Elle est invariablement formée de minerai oxydulé. On la retrouve partout avec le même pendage Nord. La distance entre la coupe n° 1 et la coupe n° 6 est d'environ 10.800 mètres.

A 60 mètres au Sud de cette couche se trouve très-régulièrement le second groupe composé de trois à quatre veines très-riches.

Ces deux premiers systèmes sont formés presque exclusivement de minerai oxydulé et ne font défaut nulle part.

Encore plus au Sud, et à une distance qui varie de 90 à 120 mètres, se trouvent toujours des couches formées surtout de minerai bleu oligiste. Cependant, au droit du puits du Fouillé, on n'a rencontré que des traces de minerai, et la coupe passant par le travers-bancs de l'Ecluse ne les indique pas. Plus à l'Est, entre le puits du Vaududon et le bourg de la Chapelle-sur-Oudon, elles doivent être représentées par les couches oligistes de la Boitellerie, et se présenter jusqu'aux Gaudines.

Après ce que je viens d'exposer, je ne crois pas qu'il soit possible de mettre en doute le rejet de la portion dite de la Gravoyère.

L'exploitation rencontrera certainement de nombreux accidents, mais la continuité est dès aujourd'hui assurée sur une longueur considérable.

Bande de quartzite du Haut-Pineau (Nord-Est de Segré) à Chazé-Henri.

Entre les gisements métallifères que je viens de décrire et ceux qui les suivent immédiatement au Nord se trouve la longue suite des schistes, fissiles en quelques-unes de leurs parties, que l'on exploite pour ardoises à la Forêt et à Misangrain, qui forment les deux rives des étangs de la Corbinière et de la Gravoyère, et que l'on retrouve à Segré et le long des bords de l'Oudou, depuis le pont de la Motte-Cadié jusqu'au-delà d'Audigné.

PL. XXI
et PL. XXII,
FIG. 1.

Ces schistes limitent au Sud une nouvelle bande de grès et quartzites ferrifères bien moins large que la précédente.

Son épaisseur maximum ne saurait être de plus de 300 mètres.

Elle se suit depuis Chazé-Henri, et probablement plus à l'Ouest, jusqu'au-delà du Haut-Pineau, au Nord-Est de Segré, sur une longueur de plus de 20 kilomètres. On n'y a reconnu qu'un groupe de couches qui se poursuivent sur toute sa longueur.

La grande cassure Nord-Sud, que nous avons vu briser la bande quartzeuse précédente, a aussi interrompu celle-ci, et on remarquera l'espace stérile et couvert d'alluvions qui s'étend de la Maison-Neuve à Braige, en même temps que le transport évident vers le Nord de la bande depuis Braige jusqu'à son extrémité Ouest.

Cette grande faille divise donc la bande qui nous occupe en deux régions distinctes, celle de l'Est ou d'Eventard, et celle de l'Ouest de Braige à Bourg-l'Evêque et au-delà.

Partie
située à l'Est
et au Nord
de l'Oudon.
Pl. XXII,
Fig. 1 (suite).

A l'Est de la ferme du Haut-Pineau, les quartzites ont une très-faible épaisseur ; semblant se terminer en pointe, ils se prolongent cependant vers la vallée de l'Oudon, qu'ils doivent traverser, et disparaissent sous les alluvions de cette rivière.

Depuis le Haut-Pineau jusqu'à Eventard, la ligne de quartzites se suit très-régulièrement, et la coupure produite par le chemin de fer de Segré à Chateau-Gonthier, vers la ferme de Gilier, permet de lui assigner avec exactitude une épaisseur de 150 mètres.

A l'Ouest d'Eventard, toute détermination de limite est rendue impossible par les alluvions de l'Oudon. La bande se poursuit cependant jusque vers la Maison-Neuve.

Dans toute cette partie, on retrouve des traces d'exploitations anciennes. Elles sont surtout évidentes près du moulin du Pigeon-Blanc, au Nord de Segré.

les affleurements sont de même nature que celles précédemment décrites.

Les affleurements ont été explorés par une série de tranchées situées au Haut-Pineau, dans le val de Minguet, près de Gilier, au Pigeon-Blanc, dans les fossés de la route de Segré à Château-Gonthier, au carrefour du Cimetière, à Eventard, enfin sur la rive droite de l'Oudon.

Dans tous les travaux superficiels, on a constaté l'existence de deux couches très-voisines l'une de l'autre, et composées de minerai magnétique très-dense.

Les premiers résultats obtenus ont déterminé les travaux plus importants dont suit la description.

Au point où finissent les excavations anciennes, à l'Est du moulin du Pigeon-Blanc, on a pratiqué suivant la direction des couches une tranchée profonde.

Puits
des Aulnais.
Pl. XXIV,
Fig. 4.

Ce travail a fait reconnaître deux couches de minerai séparées par 1 mètre de quartzite. La couche du Nord a 2^m,10 de puissance, celle du Sud 0^m,50.

Dans la couche de 2^m,10, on a foncé un puits qui a atteint la profondeur de 12^m,75, sans cesser de se trouver tout entier dans le massif de minerai.

Au fond du puits, une petite galerie à travers-bancs, dirigée vers le Sud, a reoupé le banc quartzeux, épais en ce point de 0^m,50 seulement, qui sépare les deux couches, et a reconnu celle du Sud avec la même épaisseur de 0^m,50 trouvée dans la tranchée au jour.

Les bancs plongent vers le Sud en faisant avec l'horizon un angle de 65° environ.

A l'Ouest, on a rencontré les anciens travaux à 2^m,50 du puits dans une partie complètement remblayée.

Le minerai des Aulnais a pour densité 4,34 ; il est gris verdâtre, à cassure terne ; sa dureté n'est pas très-grande, sa rayure est noire avec quelques parties rougissant légèrement.

Tous les échantillons observés sont magnéti-polaires.

Puits
d'Eventard.
Pl. XXIV,
Fig. 5.

Les travaux les plus importants de la région Est sont ceux qui avoisinent le hameau d'Eventard.

On y a pratiqué une tranchée qui a, dès l'abord, mis en évidence une couche de minerai oxydulé de 1^m,80 d'épaisseur, puis deux petites couches de 0^m,30 et 0^m,40.

Sur l'amont-pendage de la couche de 1^m,80, un puits a été foncé jusqu'à la profondeur de 12 mètres. Ce puits a rencontré le minerai à 4 mètres de profondeur, y est entré et s'est constamment trouvé dans sa masse.

A la profondeur de 11^m,50, une galerie a été prise dans la paroi Est et poussée dans la couche de 1^m,80 sur 18 mètres de longueur. Cette galerie s'est toujours trouvée dans le minerai, et la couche a paru très-régulière, conservant partout la puissance de 1^m,80 et l'inclinaison sur l'horizon de 85° vers le Nord.

A 13 mètres de l'entrée de la galerie, deux travers-bancs ont été faits. L'un, Sud, de 5^m,10 de longueur, a traversé deux couches de minerai de 0^m,70 et 0^m,35. La veine de 0^m,70 n'est séparée de la couche principale que par 0^m,85 de quartzite. Celle de 0^m,35 semble inexploitable.

Le travers-bancs Nord a 5^m,80 ; il a traversé trois petites veines de minerai pauvre qui ont respectivement 0^m,30, 0^m,40 et 0^m,45 d'épaisseur.

Le minerai d'Eventard ressemble beaucoup à celui du puits des Aulnais mais est nettement meilleur. Comme lui, il est

dureté grande, la ténacité plus considérable encore, et la rayure noire. Densité, 4,54.

Les travaux exécutés dans la région Est, quoique peu importants, suffisent pour démontrer l'existence d'une couche de 1^m,80 à 2^m,10 d'épaisseur, accompagnée au Sud et à très-faible distance (0^m,50 à 1^m,00) d'une seconde couche de 0^m,50 à 0^m,70. La distance entre les travaux d'Eventard et ceux des Aulnais est de 1.200 mètres.

Dans les deux principaux points étudiés, les couches se détachent nettement de leurs épontes et en sont même séparées par une petite salbande argileuse

La bande métallifère qui nous occupe et que nous avons vue se terminer à proximité de la Maison-Neuve, se trouve brusquement reportée de ce point à 1.500 mètres au Nord-Ouest; elle se retrouve près de la ferme de Braige et se suit depuis ce point jusque bien au-delà de Chazé-Henri, sur une longueur d'au moins 15 kilomètres.

Partie
située à l'Ouest
de l'Ondon,
de Braige
à Chazé-Henri.
Pl. XXII,
Fig. 1.

En beaucoup de points, sur cette ligne, on trouve des excavations anciennes alignées, encore ouvertes, et dont l'importance est telle que quelques-unes d'entre elles, entre autres celles qui avoisinent le village de la Chapelle-aux-Pies, ont été figurées sur la carte de l'Etat-Major.

Partout, ces traces de travaux sont dirigées selon la stratification du terrain, et cependant il est remarquable que chaque centre d'exploitation ne se trouve presque jamais dans le prolongement de celui qui le précède ou le suit. Ce fait me semble ne pouvoir s'expliquer que par des accidents qui rejettent les tronçons de couches à droite ou à gauche de leur direction. On trouve toutefois des lignes continues d'un kilomètre et plus.

On doit remarquer que les grandes failles qui ont rejeté au Nord la région de la Chapelle-aux-Pies, ont aussi

bois de la Bénastrie se trouvent très-sensiblement au Nord de la direction générale de Braige à Bourg-l'Evêque.

Les principaux centres de travaux anciens sont, en allant de l'Est à l'Ouest :

- 1° Entre la Boudrairie et la Martinais ;
- 2° Au Sud de la Haute-Guihière et dans le bois de la Bénastrie ;
- 3° Dans le bois de la Dardenaie et ses environs ;
- 4° A l'Ouest du village de la Chapelle-aux-Pies ;
- 5° Près de la ferme de Minière ;
- 6° Dans des points indéterminés de la forêt de l'Ombree ;
- 7° Aux Guiberderies et dans le parc du Château de la Cour, à l'Ouest de Chazé-Henri.

A proximité de ce long gisement, on trouve de nombreux monceaux de scories. Le principal semble être celui que l'on voit au Nord de la forêt de l'Ombree et au Sud de Grugé-l'Hôpital.

Il est très-difficile de suivre les limites entre les schistes et les grès ou quartzites. Cette étude demande à être faite pas à pas ; or, le pays est resté jusqu'ici d'un accès difficile, et on n'y a pas entrepris jusqu'à ce jour de recherches sérieuses. On s'est contenté de reconnaître la présence du minerai à proximité des travaux anciens, par de petits puits ou par des tranchées de peu de profondeur.

Ces fouilles ont toujours établi l'existence soit de couches en place, soit de travaux anciens.

On ne peut cependant rien dire de certain ni sur le nombre des couches, ni sur leur épaisseur, ni sur leur inclinaison.

a plus de 5 kilomètres de largeur et est bornée au Midi par des coteaux couverts de landes et de forêts. C'est là que l'on retrouve, à 20 kilomètres environ au Sud-Ouest de Segré, une région ferrifère importante qui a donné lieu à quelques travaux de recherches. (Voir PL. XXIII, Fig. 9.)

Le bourg de Saint-Michel-et-Chanveau est bâti sur des schistes probablement cambriens. Si l'on suit la route qui mène de ce bourg à celui de la Chapelle-Blain, on recoupe successivement : des quartzites, des Grivolliers à la Blandellerie; des schistes ardoisiers, de la Blandellerie au Nord de Chanveau; des quartzites, du Nord de Chanveau à la ferme de Cherfenille et au-delà. Les quartzites et les grès se trouvent donc placés de part et d'autre d'une ligne de schistes ardoisiers qui les divisent en deux régions bien distinctes : celle du Nord et celle du Sud.

La bande de schistes ardoisiers peut avoir 600 mètres de largeur; elle a donné lieu à des exploitations jusqu'ici de peu d'importance, à la Pouëze, au Nord-Ouest de l'étang de Maubusson, à Ruigné, à la Craonnais, etc. Elle traverse le département de la Loire-Inférieure et pénètre dans l'Ille-et-Vilaine, au Nord de Redon. En-dehors du Maine-et-Loire, son importance industrielle devient considérable.

Les grès et quartzites du Nord ont des limites bien définies : d'une part les schistes fissiles, d'autre part un promontoire formé de rochers escarpés composés de schistes durs, satinés, passant aux grès feuilletés et quelquefois massifs que l'on suit en ligne droite sur plus de 6 kilomètres de longueur de Belair

Schistes
ardoisiers
de Ruigné,
la Craonnais,
etc.

Grès
et quartzites
du Nord.

Basse-Fouillée, à travers le bois de Maubusson, près de Chanteloup et au Nord de la Borométrie.

Si l'on continue cette ligne vers l'Ouest, on rencontre, au Sud de Châteaubriant, un gisement de minerai à la Sépellière, la Hutte et la Ferrière.

Scories.

A proximité de ce gîte, on trouve de nombreux dépôts de scories de forges anciennes, notamment : près de la ferme de la Blandellerie, dans le champ dit des mines (là on a rencontré au milieu d'un monticule de débris de forge une grande quantité de charbon de bois assez bien conservé pour que les paysans aient encore pu l'utiliser) ; dans le bois du Fouillé, au bord du ruisseau qui se jette dans l'étang de Maubusson ; le long de la rive Nord du même étang et en monceaux au milieu de l'eau jusqu'au moulin (ce dernier fait laisse à penser que l'âge des scories est plus reculé que celui de l'étang lui-même) ; dans le bois de Maubusson ; dans le bois de la Garenne, entre Saint-Michel et Juigné ; dans un ravin conduisant de la ferme de la Garenne au Sud de la route de Saint-Michel à Juigné ; aux environs de la ferme de la Ferrière de Saint-Michel, en petites quantités éparses dans les champs ; au village de la Teillais, dans la forêt de Juigné (il y avait là une usine importante, car on retrouve des amas considérables de scories. Elle doit être très-ancienne, car des murs très-vieux ont pour fondations de gros blocs de mâchefer. On retrouve les margelles des puits qui donnaient de l'eau à chaque atelier) ; à la forge de la Blizière, près de la chaussée de l'étang du même nom (cette forge est bien plus récente, l'ancienne halde existe encore. Je n'y ai trouvé que des fragments de minerai hydraté. On y remarque les débris d'un haut-fourneau de dimensions minuscules), etc.

les anciennes excavations se suivent sur plus d'un kilomètre de longueur.

Deux petites fouilles superficielles ont été pratiquées sur ce gisement dans le voisinage de la Blandellerie. A la profondeur de 5 mètres, elles se trouvaient encore dans les remblais anciens.

Travaux récents.

Le minerai de ce gisement se compose de fer oxydulé, de fer oligiste ou du mélange des deux espèces.

Nature du minerai.

Comme en aucun point on n'a observé en place le minerai primitivement exploité, il est difficile de préciser la manière d'être des couches, et on ne peut affirmer que leur importance.

La bande des grès armoricains de la Blandellerie se prolonge au loin vers l'Est ; on la retrouve avec des traces de minerai au Nord de la Potherie, sur la route de ce dernier bourg à Roche-d'Iré, des scories anciennes ont été trouvées au village des Hupes, puis à l'Est de la route de la Roche-d'Iré à Loiré, à la Motte-Cesbron, où l'on voit aussi des fouilles anciennes.

Prolongement de cette bande vers l'Est.

Au Sud des schistes ardoisiers de la Pouèze, Ruigné, la Craonnais, etc., s'étend un vaste plateau dont le terrain, en général peu fertile et argileux, est couvert de landes ou de forêts. Le sol est formé de grès et de quartzites ; il disparaît le plus souvent sous les alluvions, de manière à rendre difficile l'étude détaillée des roches qui le composent.

Grès et quartzites du Sud.

Deux groupes distincts de couches se trouvent dans cette région ; celles du versant Nord de la selle que forment ici les quartzites, et celles de son versant Sud (Voir coupe PL. XXII, FIG. 2 suite).

On commence à trouver des traces d'affleurements de minerai à 400 mètres environ à l'Est de la ferme de la Minière ; on les suit à travers le bois de Minière et du Ronlav. insou'au

Groupe de Chanveau.

Des traces d'exploitations anciennes se reconnaissent presque partout. Autour de la ferme de Minière, le sol a été bouleversé sur une grande étendue, et comme au hasard. Les excavations deviennent plus régulières à travers le bois du Boulay, où l'on peut suivre les traces de plusieurs couches distinctes anciennement exploitées ; on y voit même des galeries de mine encore ouvertes, mais pleines d'eau.

Le village de Chanveau, aujourd'hui réduit à quelques pauvres maisons, était autrefois un bourg bâti à proximité d'un antique château seigneurial fortifié dont on ne retrouve que les enceintes de douves desséchées. Les parapets de ses fossés sont entièrement composés de scories ; le sol des cours intérieures est noir et formé de débris décomposés de résidus de charbon de bois et de mâchefer ; partout aux environs, le pays est creusé pour l'exploitation de minerai, ou porte les traces de forges. Il y avait donc là une usine très-importante dont l'histoire n'a gardé aucun souvenir.

**Travaux
récents.**

Les recherches actuelles consistent en un puits de 15 mètres et deux tranchées. Ces travaux ont été faits à proximité de la ferme de Minière, presque à l'extrémité Est des traces d'affleurements, en un point où les couches semblent avoir une allure anormale.

J'ai déjà fait remarquer, en effet, que les excavations anciennes du bois du Boulay sont parfaitement alignées et qu'on les suit sur une grande longueur, mais qu'en arrivant aux environs de la ferme de Minière elles deviennent si nombreuses et s'étendent si irrégulièrement sur une grande surface qu'il

du Boulay, au contraire, les strates semblent avoir une inclinaison qui s'approche de 45° Nord.

Tout me porte à croire qu'il eût été préférable d'entreprendre les travaux récents dans les points où les excavations anciennes indiquent des couches bien réglées.

La première tranchée (Pl. XXIII, Fig. 2) a été pratiquée à 120 mètres au Nord de la ferme de Minière ; elle a 28 mètres de long et une profondeur maximum de 4 mètres. Elle a recoupé trois couches de minerai oxydulé pauvre. Toutes trois ont été exploitées par les anciens et incomplètement remblayées. Le pendage de ces couches est de 15° environ vers le Nord ; elles sont séparées par des bancs de quartzite plus ou moins minéralisé, si bien qu'elles ne présentent ni toit ni mur bien distinct et semblent se fondre dans les rochers qui les couvrent ou les supportent ; le tassement du terrain sur les excavations empêche de leur assigner une épaisseur certaine. Une d'entre elles a cependant, au moins, 2 mètres de puissance.

La seconde tranchée (Pl. XXIII, Fig. 3) est située à 200 mètres au Sud-Ouest de la ferme de Minière ; elle a 14^m,50 de longueur et 4 mètres de profondeur. Cette fouille a reconnu le lieu de 2 couches de minerai oligiste rouge et bleu. Les anciens ont exploité encore plus bas, car on s'est arrêté à des cavités noyées. On ne connaît pas exactement la puissance de ces couches. L'inclinaison est aussi d'environ 15° Nord.

Un puits (Fig. 4) a été foncé à environ 140 mètres au Nord de la ferme de Minière, au toit des couches reconnues par la première tranchée ; il a 15^m,50 de profondeur et a traversé une couche de minerai oxydulé de 7 mètres d'épaisseur.

La masse de ce minerai n'est pas nettement séparée des épontes formées de quartzite plus ou moins minéralisé ; elle n'indique aucune stratification régulière. Chaque fragment de

conséquent à l'hématite brune. Le centre, beaucoup plus tendre, est souvent du minerai oxydulé pauvre ; quelquefois il passe à l'oligiste. Il y a donc là commencement de formation de géodes par épigénie.

Les couches de cette région offrent toutes les variétés de minerai du pays, depuis le fer oxydulé le plus riche jusqu'à l'hématite et le fer oligiste bleu à rayure rouge.

Groupe du bois
de Chanveau.

Si l'on suit la direction d'une ligne droite passant à travers le bois de Chanveau et allant du village d'Ardenne à la ferme de Cherfeuille, mais un peu au Sud de ces deux points, on trouve une longue suite de fouilles anciennes bordées d'amas de scories. Le terrain est profondément bouleversé sur plus de 2 kilomètres de longueur ; on retrouve des puits profonds non encore éboulés.

Le minerai de la forêt est oxydulé et les couches sont au nombre de trois, au moins. En dehors du bois, du côté d'Ardenne, le minerai est plus tendre, peut-être de meilleure qualité, et passe à l'oligiste.

Dans le bois de la Source, à l'Est de ce gisement, on retrouve des amas considérables de scories, ce qui semble indiquer que le minerai se poursuit de ce côté.

Aucun travail de recherche n'a été entrepris sur ce point, cependant très-important.

Gisement
de Vilatte.

A l'Est du bois de la Source, jusqu'à la route de Candé à la Potherie, les grès armoricains se montrent partout, mais le minerai de fer n'y a pas été recherché. Il n'a été retrouvé qu'entre la route dont je viens de parler et celle de Candé à Vilatte. L'arrangement du terrain, le peu d'ancienneté des

plusieurs couches de minerai oxydulé très-dense et probablement de très-bonne qualité. Ces affleurements se suivent sur 3 kilomètres environ de longueur. Les couches de minerai sont intercalées dans des grès et des quartzites renfermant, là comme partout, des bilobites et des tigellites. Aucune recherche n'a été faite sur les gîtes de Vilatte.

Grès armoricains bornant au Nord les schistes de Trélazé, Angers, La Pouëze et Angrie, etc.

Ma coupe générale des terrains à travers l'arrondissement de Segré (PL. XXII, FIG. 2) indique les schistes ardoisiers d'Angers comme bornés au Nord par une bande de grès armoricains; ceux-ci sont quelquefois recouverts par le terrain dévonien, placé, comme je l'ai dit, dans un repli du silurien.

Le minerai de fer, que l'on rencontre toutes les fois que les grès armoricains se montrent au jour, ne fait pas plus défaut *ici* qu'il ne le fait ailleurs. Au Nord des Ardoisières de Trélazé, j'ai constaté depuis longtemps l'existence du minerai au milieu des grès exploités pour l'entretien des routes. Au Nord de la ville d'Angers, au Jardin-des-Plantes, près de la prison du faubourg Saint-Michel, etc., tous les auteurs qui ont parlé de la géologie de l'Anjou ont signalé le minerai de fer. La découverte la plus intéressante à ce propos vient d'être faite (1877) par le tracé de la ligne de l'Ouest aboutissant à la gare Saint-Serge, à Angers. Dans deux tranchées pratiquées, l'une sur la rive droite, l'autre sur la rive gauche de la Maine, on a trouvé des traces d'exploitations de petites couches de minerai. Elles

Ancienne
mine de fer
au
Nord d'Angers.

en conclure qu'elles n'appartiennent pas à la zone des grès armoricains, car les roches encaissantes renferment en grande partie tous les fossiles (*Cruziana* et autres fucoïdes) qui caractérisent cet horizon géologique. Ces couches plongent au Nord de 70° et ont pour direction O. 30° N.

Les grès armoricains avec traces de minerai de fer se retrouvent, au Nord de la Pouëze, dans la forêt de Longuenée, et se suivent à Augrie, Vritz, La Chapelle-Glain, etc.

Gisement
du moulin
de la Boserie,
près Augrie.

C'est probablement dans cette zone que l'on doit placer le gisement important de minerai du moulin de la Boserie, au Nord-Ouest d'Augrie. J'indique cette situation avec doute, parce que les minerais dont je vais parler ressemblent peu à ceux que j'ai vus ailleurs, et aussi parce que je n'ai pas pu étudier à fond le gisement. M. Millet en parle dans sa paléontologie du Maine-et-Loire.

Le moulin à vent de la Boserie occupe un point culminant au Sud du chemin vicinal d'Angers à la Potherie, et à 1 kilomètre environ du premier bourg. Au Sud, à l'Est et à l'Ouest de la tour du moulin, affleure un banc de minerai de 15 mètres environ de puissance, que l'on peut suivre sur plusieurs centaines de mètres en direction. Il a été exploité pour l'entretien des routes. Sa direction est celle de la stratification générale. Au Sud de ce banc, près de la ferme des Conalonnières, on trouve dans les champs des traces évidentes d'un autre banc de minerai parallèle au premier. La roche est un minerai de fer oligiste passant à l'hématite brune, très-siliceux, renfermant souvent des noyaux de quartz qui le font passer à un poudingue à ciment ferrugineux.

Une analyse a donné 40 p. % de fer et beaucoup de phosphore.

Digression
à propos

A proximité du bourg d'Augrie, à la ferme de la Provoté,

inutile au point de vue du minerai de fer, si M. Danton, dans un opuscule publié depuis ma découverte, n'en avait tiré des conséquences que je crois erronées. En cherchant des traces métalliques dans les haldes de la Provotée, j'y ai trouvé quatre agrafes en bronze d'origine probablement romaine.

De ce fait, M. Danton conclut que les exploitations du minerai de fer doivent remonter au moins à l'époque Gallo-Romaine. Je pense que les Romains devaient, effectivement, exploiter un métal quelconque, certainement autre que le fer à Angrie ; mais, de ce fait, il m'est impossible de conclure, avec M. Danton, que c'est bien à eux que l'on doit les travaux observés sur tous les affleurements ferrugineux du pays.

La mise en valeur d'un gisement n'exclut pas celle de l'autre, mais elle ne saurait l'établir.

La carte géologique de l'arrondissement de Segré (PL. XXI) et la coupe (PL. XXII, FIG. 2) représentent le terrain ardoisier qui s'étend de Châteauneuf-sur-Sarthe à l'Est, jusqu'à Renazé (Mayenne), et beaucoup plus à l'Ouest, comme replié sur lui-même en forme de longue gouttière dont les grès armoricains formeraient l'enveloppe. On observe donc ces grès et les minerais de fer qui les accompagnent presque toujours suivant deux longues bandes dont la tranche limite les schistes de part et d'autre.

Région du Nord
de
l'arrondisse-
ment de Segré.

Au Nord, les grès sont presque verticaux (c'est la bande des Anges, La Jaille, Marigné, Châteauneuf). Au Sud, ils se replient deux fois sur eux-mêmes, comme le fait voir la coupe. Ces plis sont surtout prononcés à Bouillé-Menard et à la Ferrière. Ailleurs, la forme indiquée n'est pas aussi évidente, soit que l'étude n'en ait pu être faite sur toute l'étendue, soit que la gouttière Sud se relève tout à fait, comme on l'observe à la tranchée

large et continue ; l'autre, plus au Sud, est étroite et interrompue ; la première est celle des Ecrennes, Pince-Loup, Charmont, Chenillé, Champigné, la seconde celle de Glatigné.

Je vais étudier successivement chacune de ces trois bandes.

Bande de quartzites la plus au Nord. — (Les Anges, La Jaille, Marigné, Châteauneuf-sur-Sarthe).

Les grès armoricains qui bordent au Nord les schistes ardoisiers de Renazé, Châtelais, l'Hôtellerie, la Jaille, etc., se suivent sans interruption sur plus de 50 kilomètres de longueur ; il est probable qu'ils renferment, dans presque toute leur étendue, des couches intercalées de minerai de fer ; il y a cependant des points où aucune recherche n'a été faite, d'autres où le minerai semble plus abondant. Les grès de cette région sont toutefois moins riches que ceux des autres.

Des Anges
à
Saint-Sauveur.

Le premier point vers l'Ouest où se voit le minerai est aux Anges, sur la limite du département de la Mayenne ; au Nord de l'Hôtellerie-de-Flée, il est pauvre et peu abondant (Pl. XXII).

La tranchée des Vionnières, au Nord de la Ferrière, a recoupé les grès armoricains sur 400 mètres d'épaisseur. Les strates sont presque verticales, avec tendance à s'appuyer sur le Nord. Vers le milieu de la tranchée, on a recoupé une couche de minerai géodique rouge et tendre, d'allure irrégulière, pouvant avoir 1 mètre d'épaisseur. En d'autres points, il y a des traces de fer, et même quelques gros échantillons irrégulièrement disséminés dans les grès et les quartzites.

Ces traces de minerai se retrouvent sur la route de la Ferrière à Saint-Sauveur.

De
Saint-Sauveur
à la Jaille.

L'espace compris entre Saint-Sauveur et la Jaille-Yvon est un plateau sensiblement horizontal, recouvert d'alluvions épaisses ; le sol est argileux et souvent marécageux : les roches

l'Ouest de la route du Lion-d'Angers à Château-Gonthier. Près du château de Bouillé-Tévat, au village des Forges, les scories abondent, ainsi que dans les bois de Roussay, de Cussé et du Percher.

A la Butte-Rouge, dans les fossés de la grande route, qui forment tranchée en ce point, on trouve quelques affleurements d'hématite, d'oligiste et d'oxydulé pauvre.

Environ
de
la Jaille-Yvon.

Le bourg de la Jaille-Yvon, par sa situation, devait attirer les premiers explorateurs ; il se trouve, en effet, situé au sommet d'une falaise qui domine de 50 mètres environ la rive droite de la Mayenne, navigable en ce point. Les strates se présentant presque normalement au cours de l'eau, on devait avoir l'espoir d'entrer directement en galerie dans les couches. Le coteau de la Jaille a donc été exploré avec le plus grand soin.

Sur son sommet, on a trouvé des travaux anciens fort nombreux, mais peu profonds. Les fouilles ont constaté que ces excavations se poursuivent sous l'enceinte d'une fortification datant probablement de l'occupation anglaise de l'Anjou ; elles sont donc plus anciennes que cette époque.

Sur le flanc même de l'escarpement, on a reconnu le minéral en plusieurs points. Mais une étude, même superficielle, a pu établir le peu de continuité des gisements utiles, et leur peu de richesse. La roche encaissante se compose de quartzites verdâtres, amphiboliques, d'allure très-irrégulière. La cassure Nord-Sud, à travers laquelle la Mayenne semble avoir frayé son lit, a donc profondément bouleversé les roches qui la limitent de ce côté.

Les fouilles de la Jaille, sur le minerai, n'ont jamais été poussées à plus de 7 à 8 mètres du jour.

La rive gauche de la Mayenne forme un coteau aboutissant à la rivière par une pente très-douce ; les bancs de grès se poursuivent de ce côté et renferment encore des couches de minerai de fer qui semblent d'allure bien plus régulière que celles de la rive droite. Entre la rivière et la route de Chenillé-Changé, à Marigné, plusieurs tranchées ont été pratiquées, et toutes ont constaté l'existence du minerai. Une d'elles a recoupé trois bancs de minerai de bonne qualité, séparés par des filets schisteux et quartzeux, et formant un ensemble de 3 mètres d'épaisseur utile.

Depuis que MM. Montrieux, Blavier, La Rivière et C^{ie} sont devenus propriétaires des concessions de La Jaille et de Marigné, des travaux très-sérieux ont été faits sur la rive gauche de la Mayenne, vis-à-vis du bourg de La Jaille, sur les couches d'oxydulé dont je viens de parler.

Ces travaux consistent en deux galeries d'allongement placées dans les couches à environ 15 mètres de distance verticale l'une au-dessus de l'autre. Leur longueur peut être de 300 mètres.

Ces galeries ont suivi le minerai. Partout il est oxydulé et riche. Les couches ne sont pas puissantes, elles ne se séparent pas nettement des épontes ; le minerai est mélangé de parties schisteuses verdâtres qui le salissent et exigent un triage soigneux.

Je manque de renseignements sur le détail des accidents qui affectent ces couches.

lèles, ce qui fait prévoir l'existence de trois couches principales distinctes. Ce fait a été rendu évident par plusieurs tranchées dont la principale, faite dans le bois de Minière, présente la coupe PL. XXIII, FIG. 5. La couche du Nord a 1^m,70 d'épaisseur. La seconde se compose de trois bancs de minerai séparés par 0^m,20 d'argile et 0^m,90 de grès schisteux ; l'épaisseur totale du minerai est de 1^m,90. Le filon Sud n'a pas été vu en place, mais son existence est rendue certaine par un épanchement à travers les alluvions et par la profondeur des travaux anciens. La fouille n'est pas parvenue au fond de leur excavation. Cette dernière couche est probablement la plus importante. Le minerai est partout oligiste et de richesse très-irrégulière.

La bande de grès armoricains se poursuit jusqu'à la Sarthe ; en différents points, on retrouve des traces de minerai, notamment à la ferme de Ligné et au Nord de celle de la Vallée.

Bande des grès armoricains qui bornent au Sud les schistes ardoisiers de Renazé-Châteauneuf.

Les affleurements des grès armoricains que je vais décrire sont des plus importants, autant par leur continuité en direction que par leur richesse en minerai de fer. Ils se suivent pas à pas de Senonnes (Ille-et-Vilaine), et plus à l'Ouest, jusqu'à la rivière de la Sarthe, sur une longueur de plus de 50 kilomètres. Partout ils ont une grande puissance qui semble encore exagérée par la disposition en selle qu'ils affectent quelquefois, par exemple au Sud de l'Hôtellerie-de-Flée (PL. XXI).

Suivons ce terrain de point en point, de l'Ouest à l'Est (PL. XXII, FIG. 1 suite).

lieu. Cette minière devait alimenter les nombreuses forges à bras dont on trouve les scories jusqu'auprès de Renazé.

Des affleurements de minerai se retrouvent au Sud du moulin des Landes, entre celui-ci et celui de la Fauchetière, puis à la Fauchetière même, où l'on observe des traces de vieux travaux dont on poursuit la ligne à travers le bois de Saint-Gilles.

**Puits
de la Reparais.**

Ces vieilles fouilles prennent beaucoup de développement, et sont accompagnées de monceaux de scories, au Nord du petit bois de la Reparais. Elles ont plus de 100 mètres de longueur et 15 mètres de largeur. Le puits dit de la Reparais a été foncé à l'extrémité Ouest de ces excavations ; il est parvenu à la profondeur de 19^m,30, et s'est maintenu dans une couche presque verticale de 1^m,80 de puissance, divisée en deux par un banc de quartzite de 0^m,30. Des travaux de peu d'étendue, faits dans le puits et dans le voisinage, permettent de certifier l'existence en ce point de 6 couches de minerai ayant 0^m,80 d'épaisseur moyenne. Une d'entre elles n'est séparée de la principale que par 0^m,50 de quartzite.

Le minerai de la Reparais est oligiste et a un aspect tout particulier que l'on ne retrouve pas ailleurs, celui d'un mica-schiste dont tous les éléments seraient ferrugineux. Il contient plus de 50 p. % de fer.

De part et d'autre de la route de Bouillé-Ménard à Renazé, près du moulin de Champiré, on revoit des affleurements.

**Puits
Gabillard.**

Plus à l'Est, à environ 800 mètres de la route, on a creusé le puits Gabillard. Il a 13 mètres de profondeur et se trouve

A 800 mètres à l'Est du puits Gabillard, et près de la ferme de Pince-Loup, on trouve une nouvelle série d'anciens travaux avec scories à profusion. Le minerai a été reconnu en place par quelques travaux superficiels. Ceux-ci ont donné des résultats tellement sérieux que l'on s'est décidé à recouper toutes les couches par le travail de 80 mètres de longueur représenté en coupe PL. XXIII, Fig. 6 ; il se compose d'une tranchée de 38 mètres de longueur, prolongée par un travers-bancs de 42 mètres. Il a recoupé 11 couches ou filets de minerai donnant une épaisseur totale de 6^m,95, suivant le détail ci-dessous :

- | | | |
|-------|--------------------|-----------------------------------|
| N° 1. | 0 ^m ,15 | minerai oligiste friable. |
| 2. | 0,80 | id. |
| 3. | 0,40 | id. |
| 4. | 0,35 | id. |
| 5. | 0,20 | minerai bleu (oligiste). |
| 6. | 2,00 | minerai brun jaune (oxydulé). |
| 7. | 0,60 | minerai bleu (riche et oligiste). |
| 8. | 0,55 | id. |
| 9. | 0,90 | minerai peu homogène. |
| 10. | 0,10 | couche irrégulière. |
| 11. | 0,90 | minerai bleu (riche et oligiste). |

Total, 6^m,95

On voit que si les couches sont très-nombreuses, il y en a beaucoup de peu de valeur. Les bancs sont presque verticaux. Entre les couches, on traverse des grès, des quartzites, des schistes friables passant à des argiles de toutes couleurs. Les travaux de Pince-Loup n'ont fait qu'effleurer le sol ; l'extrémité du travers-bancs ne se trouve qu'à 8 mètres au-dessous de la surface.

région qu'au Sud de la ferme de la Haute-Forest, et au Sud-Ouest de la Guertais. Ces deux points suffisent pour établir la continuité du gisement de ce côté, et prouver sa relation avec les couches plus importantes que nous allons trouver à Charmont.

Rive gauche
de l'Oudon.
Pl. XXII, Fig. 1
suite.

Les premières traces de minerai que l'on rencontre sur la rive gauche de l'Oudon sont à proximité du village des Claies.

Entre ce point et la Tarinais, deux fouilles pratiquées sur le prolongement présumé du gîte ont découvert, sous des alluvions de 2 mètres à 2^m,50 d'épaisseur, des fragments de minerai géodique pauvre, qui rendent incontestable, en ce point, le prolongement du groupe de couches qui nous occupe.

A 80 mètres au Sud de la Tarinais, on a pratiqué une tranchée de 40 mètres de longueur et 1^m,50 de profondeur moyenne. Ce travail a mis en évidence l'épanchement d'une couche de minerai oxydulé à travers les alluvions superficielles, et a conduit à la couche elle-même. Sur cette couche, on a foncé un puits de 4 mètres de profondeur, et on a reconnu une veine de 2 mètres d'épaisseur, plongeant vers le Sud et composée de minerai oxydulé.

Depuis la Tarinais jusqu'aux chantiers de Charmont, on ne cesse de trouver, à la surface, des traces d'affleurements, qui rendent certaine l'identité des couches constatées entre ces deux points.

Travaux
de Charmont.

Au Sud de la ferme de Charmont, entre cette ferme et la rivière d'Oudon, sur le sommet du plateau, on voit plusieurs

1° Au Nord, une couche de minerai oligiste C, d'épaisseur inconnue (cette même couche reconnue, dans la suite, par le puits B, est en ce dernier point formée de minerai oxydulé. Ce passage de l'oligiste à l'oxydulé n'est pas rare aux environs de Segré ; il est même probable que beaucoup de couches dont les affleurements sont du fer oligiste seront formées de fer oxydulé en profondeur. Mais jusqu'ici on n'a jamais vu d'affleurements d'oxydulé se changer en oligiste au-dessous du sol).

2° A 53 mètres au Sud de cette première couche, la tranchée en a rencontré deux autres séparées seulement par 1 mètre de quartzite, et ne formant qu'un seul gisement. Là, le minerai est oxydulé magnétique et riche. La tranchée, très-approfondie en ce point, n'a pas constaté l'épaisseur du minerai.

3° Entre ces deux couches principales, et à 10 mètres au Nord de la seconde, on a rencontré une petite couche D de fer oligiste de 1 mètre d'épaisseur.

Sur la couche du Nord et dans le voisinage d'une excavation ancienne, on a foncé le puits B, de 6 mètres de profondeur. Il a pénétré jusqu'au mur de la couche, après l'avoir traversée. Son épaisseur est de 3 mètres en ce point. Le minerai est oxydulé.

A 55 mètres à l'Ouest de la tranchée EDC, on a creusé une fouille A, de 3 mètres de profondeur sur le prolongement présumé de la couche principale du Sud. Immédiatement au-dessous de la terre végétale, on est entré en pleine couche de minerai oxydulé très-riche.

L'importance de la veine du Sud de Charmont était rendue si évidente par les petites excavations, que l'on s'est décidé à entreprendre des travaux propres à démontrer la continuité des couches en profondeur (1873).

Cette galerie *cd*, précédée d'une tranchée sur le flanc du coteau qui regarde l'Oudon, a 28 mètres de longueur. Elle a recoupé la couche du Sud à 12^m,50 de son ouverture. La couche a en ce point 7 mètres d'épaisseur; elle plonge vers le Sud et fait avec l'horizon un angle de 30°. Le minerai est du fer oxydulé riche.

Le succès de cette entreprise décida, enfin, l'exécution du travers-bancs inférieur, le seul travail de Charmont qui puisse être utilisé dans l'avenir. Cette galerie a été prise au niveau des plus hautes eaux de l'Oudon, à 52 mètres de la rive gauche. Elle est précédée d'une tranchée. Elle a traversé 32^m,50 de quartzites avant de trouver la couche de minerai. Celle-ci a 5 mètres d'épaisseur, plonge vers le Sud avec une inclinaison de 45°, et est partagée en deux par un petit banc de quartzite.

Le travers-bancs, prolongé jusqu'à 56^m,20, a encore recoupé deux petites veines de 0^m,70 et 0^m,60 d'épaisseur.

Ce travail a été interrompu avant d'avoir atteint la couche du Nord BC.

Deux galeries en direction ont été prises dans la couche principale de part et d'autre du travers-bancs, et l'ont explorée sur plus de 100 mètres de longueur, sans rencontrer d'accidents importants.

Le minerai de la galerie inférieure de Charmont est oxydulé et très-riche (55 p. $\frac{9}{10}$), très-dur, très-homogène; sa densité est 3,70; il renferme quelques rares parties passant à l'oligiste. Souvent les délités de la pierre sont remplis par de minces lames de fer carbonaté cristallin.

A l'Est du chantier de Charmont, sur leur prolongement, et dans le fossé Est de la route de Noyseau à l'Hôtellerie, on a creusé une tranchée de 5 mètres de longueur sur 2 mètres de

Le plan et la coupe des travaux de Charmont (Pl. XXIV, Fig. 6) font voir que l'inclinaison des couches augmente à mesure que l'on s'éloigne de la surface du coteau, et qu'elles ont tendance à former une selle ; cette disposition, qui doit servir à contrôler la forme indiquée dans la coupe générale (Pl. XXII, Fig. 2), est rendue évidente par ce qui a été observé lors du creusement d'un puits pour les besoins de la ferme de Charmont ; on a, en effet, constaté qu'en cet endroit les couches sont sensiblement horizontales et ont même tendance à plonger vers le Nord, en sens inverse de celles du bord de l'Oudon. Ce puits a recoupé une couche de minerai de 0^m,90 d'épaisseur. Encore plus au Nord, entre Charmont et l'Hôtellerie, on exploite des bancs de quartzites pour l'empierrement des routes ; ils se rapprochent de nouveau de la verticale, mais plongent franchement au Nord.

Les couches
de Charmont
forment
un pli.

A 600 mètres à l'Est du travers-bancs de Charmont, et à proximité du village des Brunellières, une tranchée a été pratiquée sur la suite des affleurements qui nous occupent ; cette tranchée a suivi pendant 21 mètres l'épanchement d'une couche, et a fini par l'atteindre. On a foncé sur le gîte un puits de 6 mètres de profondeur, qui a recoupé une couche de 4^m,45 d'épaisseur, divisée en deux par un banc de quartzite de 0^m,80 d'épaisseur. Cette couche plonge vers le Sud sous un angle de 35° ; le minerai est oxydulé comme à Charmont.

Suite
des couches
de Charmont
vers l'Est.

Au Sud-Ouest de la ferme de la Cour des Landes, une large tranchée de 5 mètres de profondeur et de 30 mètres de longueur a été ouverte ; ce chantier a permis de constater en ce point l'existence d'une couche horizontale d'hématite brune de 3 mètres de puissance.

Enfin, à 270 mètres à l'Ouest de la Maison-Neuve, habitation

1^m,50. Elles sont séparées par un banc stérile de 1 mètre. On a foncé en ce point un puits de 5 mètres. Leur inclinaison est de 40° vers le Sud.

Chenillé-Changé. En poursuivant vers l'Est, on ne trouve plus d'affleurements importants jusqu'à Chenillé-Changé, sur la rive gauche de la Mayenne. La continuité des couches est cependant rendue évidente par un affleurement recoupé dans la tranchée de Chanteloup, à quelques centaines de mètres au Sud de la gare de la Ferrière, et par des traces de minerai pauvre au Nord de Saint-Martin-du-Bois et à la traversée de la route du Lion-d'Angers à Château-Gonthier.

Dans le bourg même de Chenillé-Changé, le minerai affleure; il passe sous l'église et se poursuit vers l'Est. Là encore il est pauvre et de faible puissance.

Au château des Briottières et dans le bois de la Chapelle, on trouve des excavations profondes encore béantes, des haldes volumineuses et des scories.

**Environs
de Champigné.**

Toutefois, le minerai ne semble redevenir exploitable qu'au Nord et à proximité du bourg de Champigné.

A 400 mètres de la dernière maison de ce bourg, sur la route de Sablé, commence une série de couches de minerai mises à nu par la tranchée de la route. La coupe, PL. XXIII, FIG. 7, rend compte de l'importance de ce gisement. Le minerai est oligiste et pauvre.

On retrouve les mêmes veines dans le chemin creux de Champigné à Cherré. Le minerai est de même nature. D'autres affleurements se voient à l'Ouest, près du village du Rocher.

L'n puits foncé sur ces gîtes n'a pas donné de résultats sérieux.

Vers l'Est, entre Champigné et Juvardail, les grès armor-

Bande des grès armoricains de Glatigné.

J'arrive enfin à la dernière et à la moins importante des bandes ferrifères de l'arrondissement de Segré. La coupe théorique, PL. XXII, FIG. 2, fait comprendre quelle est la relation probable de celle-ci avec les deux précédentes. Les schistes que l'on observe entre les couches de Charmont et celles de Glatigné occupent un espace fort restreint ; le repli des quartzites ne tarde pas à se relever tout à fait vers l'Est. Cette disposition est très-remarquable dans la tranchée de la Oudelinais, où l'on voit le fond du repli reposant sur le terrain cambrien.

Les couches
de Glatigné
forment
un repli.

A l'Ouest, j'ai suivi les grès sur plusieurs kilomètres de longueur. (PL. XXI.)

Les affleurements de minerai des couches de la bande de Glatigné sont très-apparents (PL. XXII, FIG. 1 suite) sur le chemin qui mène de ce village à la route de Segré à la Ferrière. Dans les fossés, il a été creusé une série de tranchées qui, presque toutes, ont fait découvrir du minerai oligiste en place.

Travaux
de Glatigné.

Une tranchée plus importante a été faite dans le fossé Est du chemin de Glatigné à la cour des Landes, près de l'ancienne maison, aujourd'hui détruite, dite des Forges. Cette tranchée n'a pas plus de 2 mètres de profondeur ; elle a mis en évidence une couche de minerai oligiste riche. L'épaisseur de la couche est restée inconnue.

Le puits de Glatigné, PL. XXIV, FIG. 7, a été foncé à 12 mètres au Nord du chemin vicinal, dans les fossés duquel on a fait les premières fouilles précitées. Il a 23 mètres de profondeur et se trouve tout entier dans des bancs de quartzites très-aquifères, séparés par des lits d'argile et de schiste jaunâtre.

Elles ne sont séparées que par 0^m,65 de quartzite, ce qui rend leur exploitation simultanée très-possible. Le minerai est oligiste.

A 21 mètres, on a pratiqué un second travers-bancs au-dessous du premier, lequel a recoupé les mêmes couches avec un minerai de même nature et des épaisseurs peu différentes. La couche du Nord a en ce point 1^m,20 d'épaisseur, celles du Sud 0^m,30 et 1 mètre.

Les couches
se continuent
à l'Est
et à l'Ouest.

Le groupe de Glatigné n'a été sérieusement étudié qu'en ce seul point ; mais on ne peut douter qu'il ne se continue à l'Est et à l'Ouest.

A l'Est, cette continuité est prouvée par des affleurements qui se continuent jusqu'au Sud du village de la Boivinière et au-delà.

A l'Ouest, on suit les affleurements jusqu'à l'Oudon. Puis, traversant cette rivière, on les retrouve sur l'autre rive avec des traces d'anciens travaux et des scories. Je n'ai pas constaté d'affleurements au-delà du ruisseau d'Araize.

Manière d'être
des
couches au Sud
et au Nord
de l'arrondis-
sement
de Segré.

La forme plissée des terrains que je viens de décrire ne s'arrête pas aux limites que je me suis assignées ; elle se continue au Sud comme au Nord, et ce que l'on observe de part et d'autre est de nature à contrôler encore les faits que j'ai admis.

Au Sud, les grès armoricains reparaissent sur la limite de la bande ardoisière d'Angers. On la voit, avec d'anciennes exploitations de minerai de fer et des scories de forges à bras au

Contigné (Maine-et-Loire), au lieu dit la Ferrière, où le comte d'Anjou faisait exploiter à son compte, en 1050, une mine et des forges (Charte du Ronceray).

Une disposition analogue s'observe dans la Mayenne, l'Orne, le Calvados et jusque dans la Manche. Partout les grès armocains renferment des couches de minerais de fer, exploitées actuellement, ou qui l'ont été autrefois.

Minerais hydratés tertiaires.

J'ai dit précédemment que les petites forges modernes de l'Ouest de la France se sont servi et se servent encore presque exclusivement des minerais hydratés. Pour la création d'une de ces usines, il fallait choisir un emplacement remplissant trois conditions principales : 1° une chute d'eau capable de mettre en mouvement, en toutes saisons, les marteaux et les souffleries ; 2° des forêts au voisinage, pour l'approvisionnement en charbons de bois ; 3° des minières.

Les cours d'eau abondent dans l'arrondissement de Segré, et leur débit est rendu permanent par de nombreux étangs ; les forêts n'étaient pas rares, et cependant on ne connaît dans le pays que la forge de la Prévière, située presque à la limite du Maine-et-Loire et de la Loire-Inférieure, tandis que ces petites usines se rencontraient à chaque pas dans les départements voisins à l'Ouest et au Nord. Ce fait s'explique par le manque de dépôts importants de minerais hydratés. La forge de la Prévière s'alimentait aux minières de Rougé (Loire-Inférieure) et aux similaires des environs. Tous les gisements

Manière d'être.

Âge
géologique
probable.

Ces minerais se présentent sous la forme de dépôts superficiels, en couches de peu d'étendue ou en rognons dans des dépressions du terrain silurien. Les couches sont ordinairement formées d'hématite jaune, schistoïde, peu riche. Les rognons à surfaces polies et arrondies ont une plus grande teneur en fer, leurs dimensions varient entre celle de la tête et celle d'un pois, ils sont associés à des argiles jaunes, rouges ou blanches. Tous sont phosphoreux et produisaient des fers cassants, mais faciles à souder, que les forgerons regrettent encore.

Les géologues ont jusqu'ici considéré ces minerais comme appartenant au terrain tertiaire; l'absence complète de fossiles et le manque de documents certains établissant la relation stratigraphique entre eux et les sables ou les faluns, ne permettent pas d'affirmer encore le point exact où on doit les placer dans l'échelle géologique. Leur relation avec les couches siluriennes me semble évidente. L'inspection des cartes géologiques de la Loire-Inférieure et de l'Ille-et-Vilaine fait voir, en effet, que les minerais hydratés se trouvent toujours à proximité des grès armoricains. Il n'en est cependant pas ainsi dans la Mayenne, où on les trouve superposés aux calcaires dévonien. Ces dépôts sont probablement dûs à des sources qui ont emprunté le fer aux couches régulièrement stratifiées des terrains anciens du voisinage. Les altérations superficielles de certaines couches d'oxydulé nous ont fait voir cet oxyde passant à l'oligiste, puis au fer hydraté géodique.

Voici les points où l'on a reconnu les hématites (voir Pl. XXI):

Sud
de la Ferrière
et de
la Houssaie.

Entre le bourg de Saint-Michel et les quartzites de la Blandellerie, un peu au Sud des fermes de la Houssaie et de la Ferrière, se trouve une petite futaie de chênes dont le sol a été autrefois le siège d'une exploitation d'hématite brune; elle s'est prolongée vers l'Ouest, où l'on trouve un champ dont le sol est situé à plusieurs mètres en contre-bas de celui de ses voisins; là on se rappelle encore avoir vu des excavations profondes. Une fouille de 21 mètres de longueur sur

2 mètres de profondeur, pratiquée à l'Est, sur le prolongement présumé du dépôt, a rencontré de nombreux rognons d'hématite brune disséminés au milieu de l'argile.

Ce gisement peut avoir 200 mètres de longueur sur 80 de largeur.

On en retrouve des traces aux abreuvoirs des fermes de la Blandellerie et de la Houssaie.

Au Sud de la ferme du Tertre, à 1.500 mètres au Nord-Ouest du petit bois dont je viens de parler, on voit quelques excavations faites sur un gisement analogue au précédent. Une fouille en ce point a constaté la présence du minerai, mais aussi son peu de valeur.

La Garenne.

A 2 kilomètres au Nord de Saint-Michel, sur le chemin d'Armaillé, se trouve le village de la Sincellière. Là, à quelques mètres des maisons, sur le penchant de la colline, on remarque quelques champs dont la terre affecte une couleur rouge particulière et deux dépressions, seules traces actuelles d'une minière ancienne.

La Sincellière.

La grande route de Saint-Michel à la Prévière fait voir en plusieurs points des traces de minerai qui prennent une certaine importance à l'Est de la ferme du Pressoir. Ce gisement était exploité, il y a une vingtaine d'années, pour la forge de la Prévière, mais n'a pu fournir que des produits peu abondants.

Le Pressoir.

On retrouve des dépôts de minerais hydratés entre Charmont et La Ferrière.

La Cour-des-Landes.

Les champs qui environnent la ferme de la Cour-des-Landes sont couverts d'hématites, et nous avons vu qu'une fouille pratiquée en ce point a recoupé une couche de 3 mètres d'épaisseur.

Analyses. De nombreuses analyses des minerais de fer de l'arrondissement de Segré ont été faites par les diverses personnes qui

Résultats d'analyses de quelques

	1	2	3	4	5	6
	Pince-Loup.	Charmont.	Les Aulnais.	La Gravoyère.	Faute du Bois.	La Bouillie.
Silice.....	20,00	13,00	11,60	14,00	10,30	39,00
Acide titanique.....	0,40	0,50	0,30	0,60	0,65	0,60
Alumine.....	3,20	3,10	3,60	traces.	traces	traces
Peroxyde de fer	74,50	80,13	81,00	84,00	88,00	59,00
Chaux.....	0,20	0,30	0,50	0,20	traces.	0,20
Magnésie.....	0,05	0,10	0,30	traces.	traces.	traces.
Acide phosphorique.	0,30	0,60	0,40	0,65	0,73	0,60
Acide arsénique.....	nul.	traces très-faibles.	»	traces faibles	traces.	mil.
Pertes par calcination..	1,30	1,60	1,30	0,60	0,30	0,60
Pertes.....	0,05	0,67	0,90	0,05	0,02	0,00
	100,00	100,00	100,00	100,05	100,00	100,00
Fer.....	51,658	55,652	56,165	58,245	61,019	40,919

Nota. — Les analyses 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, ont été faites à l'Ecole des mines de Paris et signées par M. Moissenet; l'analyse 12 par la C^e des Forges de Chatillon et Commentry, et l'analyse 13 à l'Ecole des Mines de Saint-Etienne.

ont entrepris des recherches depuis 1872 ; je donne ci-dessous le tableau de celles qui présentent un caractère officiel :

minerais de fer des environs de Segré.

7	8	9	10	11	12	13	14
Imbuto.	Vendodon.	Ecluse de Minguet.	La Jaillo.	Chanveau.	La Gravoyère (Pulvérulent)	Puits Cabillard.	Moyennes.
85,30	7,30	7,00	11,00	11,00	11,50	14,25	15,096
0,40	0,30	0,30	0,60	0,65	"	"	0,407
0,70	2,30	3,00	2,60	2,60	3,50	2,50	2,084
70,00	88,00	87,00	83,00	84,00	81,50	74,79	79,610
0,30	0,50	0,60	0,60	0,30	2,49	1,50	0,591
traces.	0,30	0,20	0,20	0,10	"	traces.	0,096
0,50	0,50	0,60	0,60	0,45	"	0,36	0,483
uml.	traces.	0,03	traces très-faibles.	traces faibles	"	"	"
1,00	0,60	"	1,30	0,80	1,00	6,60	1,307
0,80	0,20	1,27	0,10	0,10	0,01	"	"
100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	99,674
48,538	61,019	60,325	57,552	58,245	56,512	52,00	55,218

Le n° 1 a donné 55 p. % de fonte blanche;

Le n° 2 — 58 p. % id.;

Le n° 3 — 59 p. % id.;

Le n° 4 — 61 p. % id.;

Le n° 9 — 0,18 p. % de pyrite, soit 0,095 de soufre.

Pour faire comprendre la valeur industrielle des minerais de l'arrondissement de Segré, j'ai recherché les analyses de minerais qui, dans différents pays, se rapprochent le plus de la moyenne n° 14 du tableau précédent, et je les ai mises ci-dessous, en comparaison :

Analyses de quelques minerais de fer pour les comparer à ceux de l'arrondissement de Segré.

	14 Moyennes des minerais de Segré du tableau précédent.	1 Mine de Dielette.	2 La Voulte (Ardèche).	3 Subde. Moyennes.	4 Subde, Danemora. Moyennes.	5 Resicza mine Alfred	6 Mine Delius. Moravizza.
Silice.	15,096	24,550	»	29,600	16,230	19,947	11,885
Acide titanique ...	0,407	»	»	»	»	»	»
Alumine.....	2,084	1,760	»	1,850	1,460	0,541	5,854
Peroxyde de fer...	79,610	70,090	74,000	59,54	66,650	79,141	77,619
Chaux.....	0,591	0,420	»	4,150	6,450	0,076	0,102
Magnésie.....	0,096	0,510	»	3,710	5,110	0,017	1,545
Acide phosphorique.	0,483	0,290	0,500	»	3,300	»	0,032
Acide arsénique...	»	»	»	»	»	»	»
Pertes par calcination	1,307	»	»	»	»	0,264	2,325
Oxyde de manganèse	»	0,980	»	1,810	3,900	»	»
Soufre.....	»	traces.	»	»	0,230	»	»
Pertes.....	»	1,400	»	»	»	»	0,638
	99,674	100,000	»	100,660	103,330	100,000	100,000
Fer.....	55,218	»	»	»	»	56,232	55,841

Nota. — 1. Analyse de MM. Rivot et John Mitchell. — *Annales des mines*, 1861.

N ^o .	PROVENANCE	DURETÉ
1	Gaudines (puits du milieu)	Grande.....
2	Vaududon (veine Sud du puits Sud)....	Id.
3	Vaududon (veine centrale du puits Sud)	Moyenne.....
4	Vaududon (id. id. 5	Grande.....
5	Vaududon (puits Nord).....4	Très-faible.....
6	Gaudines 38	Moyenne.....
7	Verzée.....25	Id.
8	Id. 00	Faible.....
9	Travers-bancs de l'Ecluse (veine Nord)39	Id.
10	Id. (grande couc)92	Très-grande.....
11	Boitellerie.....08	Moyenne.....
12	Puits de la Gravoyère (brut).....25	Faible.....
13	Id. (lavé).....34	Id.
14	Puits du Bois 98	Moyenne.....
15	Id. 92	Id.
16	Id. 34	Faible.....
17	Au nord du puits de la Gravoyère.....4,44	Très-grande.....
18	Tranchée de la Maritais.....1,16	Id.
19	Filon bleu de Noyant 3,84	Moyenne.....
20	Puits de l'Espérance 4,00	Id.
21	Id. 4,00	Id.
22	Puits de Bélair Sud.....3,90	Id.
23	Filon bleu de Bélair.....3,77	Faible.....
24	Tranchée de Bélair (filon Le Clerc)....3,63	Grande.....
25	Tranchée de Bélair (oxydulé Nord)....4,25	Très-grande.....
26	Champ Quittet (filon bleu).....3,38	Moyenne.....
27	Id. (filon Le Clerc) 3,33	Id.
28	Puits du Fouillé.....3,44	Grande.....
29	Puits d'Eventard.....4,54	Très-grande.....
30	Puits des Aulnais 4,34	Moyenne.....
31	Galerie de Charmont 4,34	Très-grande.....
32	Puits de Glatigné 4,08	Moyenne.....
33	Pinceloup.....3,77	Id.
34	Puits Gabillard.....4,16	Grande.....
35	Puits de la Reparaie.....4,25	Plus que moy
36	Puits de la minière de Saint-Michel....4,16	Grande.....
37	Id. id. 4,00	Plus que moy
38	Minière de Saint-Michel (Sud).....3,63	Tendre.....
39	Avenue de Vilatte.....3,63	Très-grande.....
40	Marigné 4,00	Tendre.....
41	La Jaille (couche du milieu).....4,08	Grande.....
42	La Boserie.....3,92	Id.

DURÉE Les principaux caractères physiques des minerais de l'arrondissement de Segré sont résumés dans le tableau ci-contre.

CONCLUSION.

Dans les pages qui précèdent, j'ai exposé à peu près tout ce que j'ai pu connaître de la géologie de l'arrondissement de Segré et ses gisements de minerai de fer, par les documents que j'ai pu me procurer et par mes études particulières.

Ces études sont bien incomplètes ; néanmoins, je puis dire que j'ai obtenu certains résultats nouveaux.

1° Une carte géologique de l'arrondissement de Segré, plus complète que ce qui avait été fait jusqu'à présent. Mes devanciers s'étaient contentés de couvrir d'une teinte uniforme tout le pays et de dire qu'il appartient aux terrains de transitions ; j'ai essayé d'y établir quelques grandes divisions et d'en tracer les limites aussi exactement que possible.

2° J'ai affirmé la vérité des plissements nombreux indiqués déjà par Dufrénoy dans son grand ouvrage sur la géologie de l'Ouest de la France, et j'ai indiqué la forme et l'amplitude de ces plis et replis.

3° Les grès armoricains, placés immédiatement au-dessous des schistes ardoisiers, forment un horizon géologique nettement défini et caractérisé par des fossiles spéciaux. Dans ce terrain, des minerais de fer en couches entrent comme parties constituantes et se rencontrent aussi souvent et aussi régulièrement que la houille dans le terrain houiller. Ces couches ferrugineuses ne sont pas placées au contact et entre les grès et les schistes, mais bien dans la masse elle-même du terrain.

4° Ce fait important est rendu évident par la concordance que j'ai pu établir entre quatre groupes de couches de minerai de fer, sur plusieurs kilomètres de longueur, dans la bande

5° J'espère être arrivé à démontrer que les minerais des grès armoricains sont des couches régulièrement stratifiées, et non des lentilles comme les uns l'ont prétendu, ou des dépôts superficiels, comme on le pensait anciennement.

6° Les détails que je donne sur chaque gisement pourront servir à ceux qui voudront en tirer parti.

7° Enfin, j'ai divisé les gisements de minerai en groupes naturels, substituant ainsi une classification logique aux groupes par concessions possibles proposés avant moi.

NOTE ADDITIONNELLE

Les concessions dont il est parlé en tête de la page 564 ont été accordées sous les noms de : Concession du Bois (21 novembre 1874), Concession de l'Oudon (3 janvier 1875), Concession des Aulnais (19 juin 1875), Concession de la Ferrière (27 mars 1875), Concession de la Jaille-Yvon, et Concession de Marigné.

Ces deux dernières sont placées de part et d'autre de la Mayenne, dans la région où cette rivière traverse la bande de quartzites la plus au Nord ; elles appartiennent à MM. Moutrieux, Blavier, la Rivière et C^{ie}.

Les quatre premières sont groupées à l'Est, à l'Ouest et au Nord de Segré ; elles sont traversées par la rivière de l'Oudon, navigable jusqu'à Segré. Les trois gares de la Ferrière, Segré et Noyant-la-Gravoyère se trouvent dans les périmètres concédés.

Les propriétaires exclusifs de ces quatre concessions étaient, dans le courant de 1879, M. Paulin Talabot, la Société de Denain et Anzin et M. Jules Garnier.

Des expériences sérieuses faites, sur quelques centaines de tonnes, à Denain et Anzin, ont fait connaître la valeur du minerai de Segré, malheureusement trop éloigné des centres métallurgiques.

Des analyses nombreuses prouvaient en même temps que les minerais de l'Ajou, malgré leur teneur élevée en fer, ne

peuvent suffire à eux seuls à produire économiquement des fers et des aciers.

Que manquait-il ? Une forge à proximité des mines. Du minerai calcaire pour faciliter l'emploi du minerai siliceux. Du combustible à bon marché.

Ces trois conditions vont être remplies par les propriétaires actuels qui créent en ce moment les forges et aciéries de Saint-Nazaire.

Cette usine se trouvera à petite distance de Segré, elle recevra facilement, par mer, les minerais calcaires de la Biscaye et les houilles anglaises.

Pour créer cet établissement nouveau, les propriétaires des mines de Segré se sont adjoint MM. Biétreix et C^{ie}, constructeurs et maîtres de forges à Saint-Etienne ; ils ont acquis une partie de leur matériel, se sont assurés le concours de leur expérience et celui de leur personnel technique.

C'est dans ces conditions que s'est constituée, à la fin de 1879, la Société anonyme des mines de fer de l'Anjou et des forges de Saint-Nazaire.

Segré, 1879.

BASSIN HOILLER DE L'OURAL

MINES DE LOUNIEWKA

Par M. ERNEST HEUSSCHEN

Ingénieur gérant des mines de la Basse-Loire.

La chaîne des monts Ourals est pour les études géologiques et minéralogiques une contrée privilégiée. Presque toutes les époques de la formation du globe y sont représentées, avec des caractères quelquefois particuliers, et les richesses minérales y sont aussi nombreuses que variées.

Sur le versant oriental, l'or, le platine et l'argent sont l'objet d'exploitations prospères ; le cuivre s'y trouve en abondance ; le plomb, le mercure, le chrome, le cobalt, le nickel, le zinc ont été également reconnus.

Mais ce que la nature a prodigué avec une largesse sans égale dans ce pays, c'est le fer ; et pour ne citer que les gîtes les plus connus : les montagnes de magnétites du Grand-Blagodate, de Vysokata-Gora et de Lebiagka, dans le gouvernement de Perm, de Magnitnaïa-Gora dans les steppes Kirghises du gouvernement d'Orembourg, offrent à la métallurgie un stock de minerais de qualité supérieure, peut-être unique au monde et que l'on peut considérer comme inépuisable. Enfin l'on trouve la maganite dans la mine Sapalski, près de la montagne Lebiagka.

Sur le versant occidental, les couches permienues des bords

Appelé, l'automne dernier, à étudier ce bassin, il me paraît intéressant, au point de vue industriel, d'en donner la description sommaire.

Si l'on jette un coup d'œil sur la carte géologique du versant occidental de l'Oural (Pl. XXV, Fig. 1), on voit dans l'axe de cette chaîne les roches cristallines sur lesquelles reposent directement le terrain silurien, puis viennent les terrains dévoniens et carbonifères, et enfin, à l'Ouest, le terrain permien qui s'étend jusqu'au-delà de Moscou, en formant les immenses plaines de la Russie d'Europe.

On remarque, en outre, que la direction de ces différentes formations est sensiblement parallèle à l'axe de la chaîne de montagne.

Le terrain houiller obéit à cette loi commune et forme une longue bande d'une largeur variable entre 5 et 25 kilomètres.

D'après les professeurs Møller et Ludvig, cette formation se diviserait en deux assises comprenant chacune deux subdivisions :

1° (a) A la base, immédiatement sur les roches dévoniennes, on rencontre des grès quartzeux, des arkoses, des argiles schisteuses et des conglomérats, des couches de houille de faible puissance et des amas d'hématite brune ;

(b) Des calcaires siliceux gris foncé ou noirs, rarement blancs, dans lesquels se rencontrent fréquemment le *Productus giganteus* et le *Chonetes papilionacea*, des argiles et des couches quartzo-schisteuses.

2° La 2° assise se compose : (a) de grès quartzeux, de con-

prouvé que dans ce bassin les calcaires ne sont jamais superposés au grès houiller, mais qu'ils forment souvent des selles qui ont pu faire croire à leur superposition.

La formation a été suivie depuis la latitude de la ville de Tcherdin jusqu'à celle d'Ekaterinbourg, et non sans de grandes difficultés, car le pays est entièrement couvert de forêts, et presque partout le terrain houiller disparaît sous une couche de diluvium d'une épaisseur de 2 à 30 mètres.

Des affleurements ont été reconnus sur les bords de la Vischera ; de puissantes couches de houille sont découvertes et exploitées sur les bords de la Lounwa, de la Kizel et de la Koswa ; mais à partir de la rivière Ouswa, en descendant vers le Sud, le charbon n'apparaît plus qu'en couches très-minces pour disparaître complètement dans le domaine d'Outkinsk.

Cet aperçu géologique du pays montre que toute la richesse houillère est concentrée entre la Vischera et l'Ouswa, c'est-à-dire sur une longueur d'environ 193 kilomètres.

Sur les bords de la Lounwa, au centre de la partie riche du bassin, se trouvent les mines de Louniewka, à 220 kilomètres de la ville de Perm et à 71 kilomètres de la Kama, le principal affluent du Volga.

Vers 1807, un serf de l'usine d'Alexandrowsk, envoyé à la recherche de minerai de fer, découvrit sur le versant d'une colline, située sur la rive droite d'une petite rivière, nommée la Lounwa, un puissant affleurement de houille, exploité depuis pour les besoins d'une usine à fer, construite sur la Litwa.

D'autres recherches entreprises vers 1814 et 1850, n'ame-

Sur la rive droite de la Litwa s'élève une colline de grès gris pointillés de noir, au sommet de laquelle est construit le village industriel d'Alexandrowsk ; à 1 kilomètre du village, une succession de collines calcaires, dont les couches forment une selle se dirigeant du Nord au Sud. En avançant vers l'Ouest, on rencontre les couches de la formation permienne.

Sur la rive gauche de la Litwa, à l'Est du village, on rencontre une élévation formée des mêmes grès et, à 5 kilomètres plus loin, les calcaires suivant une ligne anticlinale.

Plus loin, vers l'Est, sur les bords de la rivière Kospach, apparaît le calcaire à *productus* affectant une position synclinale.

L'intervalle compris entre ces deux derniers affleurements calcaires, et qui mesure environ 10 kilomètres, est occupé par des collines de grès quartzeux, blancs ou gris clair, qui renferment les couches de houille.

En 1873, à la reprise des travaux, on ne connaissait que la couche Nikita (direction N. 45° O., inclinaison 10°, puissance 2^m, 15), découverte et exploitée dans les conditions mentionnées plus haut ; la couche André (même direction, inclinaison 13°, puissance 2 mètres), découverte en 1871, et une série de petites couches désignées sous les noms de groupes d'Ivanoff et groupe Vladimir, du nom des lignes de recherches qui firent découvrir leurs affleurements.

La couche Nikita seule avait été explorée et fort exploitée sur une longueur de 480 mètres en direction, et de 32 à 119 mètres suivant l'inclinaison.

(Le charbon de cette couche est demi-gras, susceptible de donner du coke, mais il est pyriteux, contient beaucoup de cendres : celui de la couche André est sec, à longue flamme

d'étudier le bassin et d'arriver à la découverte de nouvelles couches.

On procéda, à partir du calcaire, par une série de petits puits qu'on abandonnait sitôt que le terrain houiller était atteint.

Cette méthode très-coûteuse était motivée par la présence de la couche de diluvium qui partout recouvre le terrain houiller et qui renferme de nombreux rognons de silex, souvent très-volumineux.

L'exploration suivant la ligne C A. B. (Fig. 2 et 6, Pl. XXV) fut couronnée de succès; on découvrit :

1° Non loin du calcaire, le groupe des couches Nicolas, Grasnoff et Beloff (direction N. 25° O., inclinaison 36° vers le N.-E.), dont voici les compositions :

Couche Nicolas. Puissance 1^m,65 :

0^m,40 charbon.

0^m,50 grès quartzeux noir.

0^m,10 charbon.

Couche Grasnoff. Puissance 2^m,45 :

Houille pure, d'une structure lamellaire, se coupe à la hache, brûle à la flamme d'une bougie.

Couche Beloff. Puissance 2^m,10 :

0^m,95 charbon.

0^m,95 grès quartzeux gris foncé et argiles schisteuses noires.

0^m,30 charbon.

2° Sur la rive gauche de la Lounwa de l'Est :

Couche Anatole I. Puissance 1^m,20 :

0^m,30 charbon.

Couche Anatole II. Puissance 1^m,30 :

0^m,10 charbon.

0^m,30 grès noir argileux.

0^m,90 charbon un peu moins gras que celui de la couche Anatole I, donne cependant du coke.

Le puits de recherche n° 66, entre les couches Nikita et Anatole II, a rencontré un accident de terrain qui paraît être une faille dont la hauteur n'a pu être déterminée; c'est un problème que l'avenir est appelé à résoudre.

On suppose que les couches Anatole II et André sont vraisemblablement les rejettements des couches Anatole I et Nikita, bien que la nature des charbons soit un peu différente.

D'autres recherches entreprises en 1875, sur la rive droite de la Lounwa septentrionale suivant les lignes JH, FK, KL, KG, (Fig. 5), amenèrent la découverte de deux autres couches (direction N.-O., inclinaison 45° vers le S.-O.).

Couche Graff I. Puissance 2^m,80 :

Houille pure, friable.

Couche Graff II. Puissance 1^m,25 :

0^m,20 charbon.

0^m,30 grès noir schisteux.

0^m,75 charbon.

La houille de cette dernière couche donne aussi de très-beau coke métallurgique.

Ici se place un nouveau problème :

On suppose que ces deux dernières couches seraient aussi le prolongement par suite d'un rejet des couches Nikita et Anatole I et, encore une fois, la nature de la houille est différente.

Les couches les moins puissantes donnent une excellente houille grasse, produisant un coke comparable aux plus beaux types fournis par les charbons anglais de la vallée de la Rhouda, n'était sa teneur en cendres ; le lavage donnerait certainement d'excellents résultats.

Les couches puissantes sont généralement composées de houille sèche, à longues flammes, excellentes pour les gazogènes des fours métallurgiques, et probablement pour la fabrication du gaz d'éclairage.

Malheureusement, à l'exception de la houille de la couche Gragoff, tous ces charbons se délitent à l'air.

Pour les rendre propres aux services des chemins de fer et de la navigation, on sera probablement obligé de les agglomérer ; le pays produit d'ailleurs les matières premières nécessaires à la fabrication du brai.

Quant aux houilles indiquées comme donnant du coke, elles ont été essayées dans des fours du système Smet.

L'évaluation approximative de la richesse houillère d'un terrain imparfaitement connu est une question très-délicate ; cependant nous ne croyons pas trop nous avancer, en considérant comme reconnue une quantité approximative de plus de 4 millions de tonnes.

Quant à la richesse houillère de l'ensemble du bassin, elle est certainement considérable.

Les quelques analyses suivantes fixeront les idées sur la qualité de ce combustible.

NOMS DES COUCHES

	Gragoff.	Graff II.	Graff I.	Anatole II.	André.	Nikita.
Matières volatiles.	40	38	36	34	32	30
Carbone	51	51	60	58	52	45

Les affleurements des couches une fois reconnus, des travaux furent ouverts dans le double but d'étudier plus profondément l'allure du gîte et de créer une exploitation.

Mine Grégoire. La couche Nikita étant la plus anciennement connue, c'est à elle que l'on s'attaqua d'abord, et un premier puits incliné, nommé Grégoire, y fut creusé. Sa section mesure 3^m,00 X 2^m,00 ; sa profondeur est de 266 mètres suivant l'inclinaison (Fig. 4). Il est divisé en deux compartiments contenant chacun une voie ferrée, sur lesquelles une machine d'extraction de 17 chevaux fait mouvoir des trains de wagonnets.

La partie supérieure du puits traverse les anciens travaux jusqu'à la profondeur de 76 mètres et en est isolé par des serremments en maçonnerie jusqu'à l'étage de 42 mètres, en communication avec une galerie d'écoulement.

Deux galeries en direction ont été poussées de part et d'autre du puits sur une longueur de 700 mètres, et des montages espacés de 100 mètres découpent le gîte en massifs que l'on se proposait d'exploiter par défilage.

Des machines perforatrices du système Dubois et François étaient employées au forage d'un travers-bancs destiné à recouper la couche Anatole I sous-jacente.

A part quelques variations d'inclinaison, l'allure de cette couche est assez régulière et le terrain très-solide.

L'épuisement se faisait dans cette mine à l'aide d'une pompe très-ingénieuse (Fig. 7, PL. XXV) que le directeur de l'établissement, M. Ourbanowitch, a construite pour le cas spécial des puits inclinés.

Cette pompe se compose d'un tuyau d'aspiration A placé

colonne de refoulement, par l'intermédiaire d'une sorte de bouchon conique D, contenant 4 clapets.

Le clapet D' sert de clapet de retenue dans le cas où la pompe cesse de fonctionner.

La partie E de la pompe est reliée à la colonne de refoulement par un tuyau de caoutchouc d'environ 1 mètre de longueur essayé à une pression intérieure de 10 atmosphères.

En F est un appareil automatique pour l'échappement de l'air.

Les extrémités des câbles de transmission sont serrées dans des pinces doublées de bois fixées immédiatement à un balancier actionné par la machine motrice installée au-dessus du niveau de la galerie d'écoulement. Un bout de câble de réserve est roulé auprès du balancier.

Les tuyaux d'aspiration sont en fonte, réunis par des boyaux de caoutchouc de 0^m,75 de long, qui leur donnent une flexibilité permettant de ne pas tenir compte des inégalités du sol et de les déplacer suivant les besoins du travail.

La course des pistons est de 0^m,92 et la pompe peut donner vingt coups à la minute avec un débit réel de 0^m³,85 à la minute.

L'ensemble de l'appareil repose sur des sommiers de bois appuyés contre des étaçons fortement serrés entre le toit et le mur de la couche.

Les principaux avantages de cette pompe sont les suivants :

1° Dans le creusement d'un puits, la descente, le montage et la mise en marche de l'appareil se font très-rapidement, et cette rapidité dans la manœuvre est due surtout à l'emploi de câbles ronds en fils d'acier, au lieu de tiges.

2° Les tiges des pistons ne supportant qu'un effort de traction, peuvent être d'une section moindre, et même, par suite d'une trop grande hâte apportée au montage de la pompe, se courber légèrement sans perdre de leur solidité.

3° La pompe peut se réparer en très-peu de temps, qualité importante dans le creusement des puits inclinés, où une pompe est rapidement noyée; si un clapet est défectueux, il suffit d'enlever le bouchon porte-clapets et de le remplacer par un autre, opération qui demande quelques minutes. Un accident arrive-t-il au piston, on le reconnaît facilement, puisque les cylindres étant ouverts à l'une de leurs extrémités, il suffit alors de saisir le câble de transmission dans des pinces fixées aux bois qui soutiennent les tuyaux d'exhaure, de faire agir les vis de compensation qui se trouvent aux extrémités de la chaîne d'accouplement, et de sortir le piston.

4° Les cylindres et les tuyaux sont disposés dans un plan vertical, et la pompe n'occupe que fort peu de place dans le puits, sa plus grande largeur à la base ne dépasse pas 0^m,60.

5° La construction de la pompe en général et des cylindres en particulier écarte presque entièrement les espaces nuisibles; il est possible de donner aux tuyaux d'aspiration une longueur relativement considérable et de diminuer ainsi le danger d'inondation.

6° En outre, par suite de l'allongement successif et périodique du câble de transmission, la quantité dont le câble s'étire et se détord n'est pas suffisante pour exercer une influence très-notable sur la course des pistons.

Il se compose de deux puits également inclinés suivant les couches et desservis par une même locomobile de la force de 10 chevaux pouvant à volonté transmettre le mouvement à deux tambours placés l'un à droite, l'autre à gauche de la machine.

Ils sont foncés l'un dans la couche André (Fig. 3), l'autre dans la couche Anatole II.

La couche André a été reconnue jusqu'à la profondeur de 277 mètres, suivant l'inclinaison, et 470 mètres, suivant la direction.

Son allure est moins régulière que celle de la couche Nikita : la puissance varie fréquemment, et au fond du puits l'inclinaison passe brusquement de 13° à 47°.

Dans la couche Anatole II, le puits seul était foncé jusqu'à la profondeur de 230 mètres.

Sur les bords de la Lounwa septentrionale, une galerie en direction de 300 mètres de longueur, ouverte dans le flanc de la montagne, suivant la couche Graff I, est destinée à exploiter la partie en amont-pendage de cette couche et celle de la couche Graff II, recoupée par un travers-bancs.

Mine Graff.

Comme travaux d'avenir, on fonce en aval-pendage de la couche Gragoff deux puits verticaux d'une section de 3^m,80 × 3^m,80, espacés de 20 mètres d'axe en axe, qui serviront à l'exploitation du groupe des couches Nicolas, Gragoff et Beloff; ils étaient à la profondeur de 55 mètres et doivent, d'après les calculs, atteindre les couches à 170 mètres.

La mine Héliodore est reliée à la mine Grégoire par un plan incliné automoteur. et les charbons qui en proviennent. ainsi

Roulage
extérieur.

rents, et en passant d'un niveau à l'autre ils doivent subir le même classement que les autres charbons.

Les neiges qui recouvrent le pays la moitié de l'année, imposent la nécessité de constructions préservatives, aussi ces différents trainages sont-ils suivant le relief du sol, ou bien abrités sous des toitures ou bien surélevés par des tréteaux de bois.

**Question
ouvrière.**

Quant à la question ouvrière, elle a été heureusement résolue aux mines de Louniewka.

On ne peut guère compter sur le village d'Alexandrowsk, pour fournir des mineurs. Les ouvriers russes sont adroits, intelligents, deviennent de bons mécaniciens, d'habiles ajusteurs et serruriers, mais ne conviennent pas pour les travaux souterrains; ils se nourrissent mal, de pain et d'eau-de-vie principalement, et se livrent à la boisson; toutefois, les femmes sont travailleuses, et on en pourra trouver, à Alexandrowsk, plus d'une centaine capables d'être employées comme manœuvres du fond.

Mais ce n'est pas dans l'Oural même que la mine recrute son personnel. Un gouvernement voisin, celui de Viatka, d'un sol peu fertile et presque sans industrie, possède un grand nombre d'ouvriers disponibles.

Ce gouvernement est habité par des Tartares qui appartiennent à la religion mahométane, ce sont des ouvriers dociles, robustes, sobres, se nourrissant presque exclusivement de cheval et de pain, nourriture plus substantielle que celle de l'ouvrier russe.

Le gouvernement de Viatka fournit de bons ouvriers che-

Pour se procurer ces ouvriers, un employé de la mine se rend chaque année, aux mois de mai et septembre, dans le gouvernement de Viatka, se met en rapport avec les ouvriers et leur fait signer un contrat d'engagement pour 6 mois ou 1 an ; ces contrats sont généralement bien observés.

La mine doit acquitter les impôts dans la commune habitée par les ouvriers et, moyennant ce paiement, on leur délivre leur passe-port ; ils font le voyage aux frais de l'établissement, et laissent leur famille au pays.

L'établissement les loge gratuitement dans des casernes construites à cet effet et dont le mobilier se compose de lits de camp en bois, de fours à pain et de fourneaux de cuisine. Les Tartares vivent là à leur guise, préparant eux-mêmes leurs repas, ou bien se réunissant par escouades dont une femme prend la nourriture à l'entreprise.

Lorsque les ouvriers ont bien observé leur contrat et qu'ils n'ont pas manqué (sans motifs plausibles) de journées de travail, la mine leur alloue, à la fin de leur engagement, une prime de 10 p. % sur leurs salaires.

Quant aux ouvriers russes mariés, ils sont logés dans des maisons appartenant à la mine, ou bien ils se construisent une demeure. Pour les encourager dans cette voie, on leur donne le bois sur pied ; ils doivent l'abattre, le transporter et le travailler eux-mêmes.

De plus, à chaque maison sont adjoints deux hectares qui servent de pâturage au cheval ou à la vache que possède chaque ouvrier de ce pays.

La population ouvrière des mines était d'environ 350 hommes

fer des mines et usines de l'Oural, qui va de Perm à Ekaterinbourg.

Cet événement s'est accompli au mois d'octobre de la même année, et des essais se font dans un grand nombre d'usines de l'Oural pour substituer la houille au bois, du moins dans une certaine proportion.

Aujourd'hui, l'industrie du fer dans cette contrée, au point de vue de la production, est dans une situation analogue à celle où se trouvait la Grande-Bretagne, il y a un siècle : les difficultés que l'on éprouve à s'approvisionner d'une quantité suffisante de combustible limitent la production.

Mais le jour prochain où la houille sera assez abondante et d'un prix assez peu élevé pour remplacer complètement le bois, la métallurgie de l'Oural marchera à pas de géant ; elle n'aura qu'à bénéficier de tous les progrès modernes, et par sa situation géographique, la richesse inépuisable de ses mines, elle sera à l'abri de toute concurrence, en même temps que les nouveaux chemins de fer projetés en Asie lui ouvriront un débouché presque illimité.

Montjean (Maine-et-Loire), le 30 avril 1880.

MINES. — CARRIÈRES

LOI**CONCERNANT LES MINES, LES MINIÈRES ET LES CARRIÈRES****(21 AVRIL 1810)***Modifiée par la loi du 27 juillet 1880.*

TITRE 1^{er}. — DES MINES, MINIÈRES ET CARRIÈRES.

Art. 1^{er}. — Les masses de substances minérales ou fossiles renfermées dans le sein de la terre, ou existant à la surface, sont classées, relativement aux règles de l'exploitation de chacune d'elles, sous les trois qualifications de mines, minières et carrières.

Art. 2. — Seront considérées comme mines celles connues pour contenir en filons, en couches ou en amas, de l'or, de l'argent, du platine, du mercure, du plomb, du fer en filons ou couches, du cuivre, de l'étain, du zinc, de la calamine, du bismuth, du cobalt, de l'arsenic, du manganèse, de l'antimoine, du molybdène, de la plombagine, ou autres matières métalliques, du soufre, du charbon de terre ou de pierre, du bois fossile, des bitumes, de l'alun et des sulfates à base métallique.

Art. 3. — Les minières comprennent les minerais de fer dits d'alluvion, les terres pyriteuses propres à être converties en sulfate de fer, les terres alumineuses et les tourbes.

Art. 4. — Les carrières renferment les ardoises, les grès, pierres à bâtir et autres, les marbres, granits, pierres à chaux,

engrais, le tout exploité à ciel ouvert ou avec des galeries souterraines.

TITRE II. — DE LA PROPRIÉTÉ DES MINES.

Art. 5. — Les mines ne peuvent être exploitées qu'en vertu d'un acte de concession délibéré en conseil d'Etat.

Art. 6. — Cet acte règle les droits des propriétaires de la surface sur le produit des mines concédées.

Art 7. — Il donne la propriété perpétuelle de la mine, laquelle est dès lors disponible et transmissible comme tous autres biens, et dont on ne peut être exproprié que dans les cas et selon les formes prescrits pour les autres propriétés, conformément au code civil et au code de procédure civile. Toutefois, une mine ne peut être vendue par lots ou partagée sans une autorisation préalable du gouvernement, donnée dans les mêmes formes que la concession.

Art. 8. — Les mines sont immeubles.

Sont aussi immeubles les bâtiments, machines, puits, galeries et autres travaux établis à demeure, conformément à l'article 524 du code civil.

Sont aussi immeubles par destination les chevaux, agrès, outils et ustensiles servant à l'exploitation.

Ne sont considérées comme chevaux attachés à l'exploitation que ceux qui sont exclusivement attachés aux travaux intérieurs des mines.

Néanmoins, les actions ou intérêts, dans une Société ou entreprise pour l'exploitation des mines, seront réputés meubles, conformément à l'art. 529 du code civil.

des mines, enfoncer des sondes ou tarières, sur un terrain qui ne lui appartient pas, que du consentement du propriétaire de la surface, et avec l'autorisation du gouvernement, donnée après avoir consulté l'administration des mines, à la charge d'une préalable indemnité envers le propriétaire et après qu'il aura été entendu.

Art. 11 (1). — Nulle permission de recherches ni concession de mines ne pourra, sans le consentement du propriétaire de la surface, donner le droit de faire des sondages, d'ouvrir des puits ou galeries, ni d'établir des machines, ateliers ou magasins dans les enclos murés, cours et jardins.

Les puits et galeries ne peuvent être ouverts, dans un rayon de 50 mètres des habitations et des terrains compris dans les clôtures murées y attenant, sans le consentement des propriétaires de ces habitations.

Art. 12. — Le propriétaire pourra faire des recherches, sans formalité préalable, dans les lieux réservés par le précédent article, comme dans les autres parties de sa propriété ; mais il sera obligé d'obtenir une concession avant d'y établir une exploitation. Dans aucun cas, les recherches ne pourront être autorisées dans un terrain déjà concédé.

SECTION II. — *De la préférence à accorder pour les concessions.*

Art. 13. — Tout Français ou tout étranger naturalisé ou non en France, agissant isolément ou en Société, a le droit de demander et peut obtenir, s'il y a lieu, une concession de mines.

(1) Ancien texte :

Art 11. — Nulle permission de recherches ni concession de mines ne pourra, sans le consentement formel du propriétaire de la surface, donner le droit de faire des sondes et d'ouvrir des puits ou galeries, ni celui d'établir des machines ou magasins dans les enclos murés, cours ou jardins, ni dans les terrains attenants aux

Art. 14. — L'individu ou la Société doit justifier des facultés nécessaires pour entreprendre et conduire les travaux, et des moyens de satisfaire aux redevances et indemnités qui lui seront imposées par l'acte de concession.

Art. 15. — Il doit aussi, le cas arrivant de travaux à faire sous des maisons ou lieux d'habitation, sous d'autres exploitations ou dans leur voisinage immédiat, donner caution de payer toute indemnité en cas d'accident : les demandes ou oppositions des intéressés seront, en ce cas, portées devant nos tribunaux et cours.

Art. 16. — Le gouvernement juge des motifs ou considérations d'après lesquelles la préférence doit être accordée aux divers demandeurs en concession, qu'ils soient propriétaires de la surface, inventeurs ou autres.

En cas que l'inventeur n'obtienne pas la concession d'une mine, il aura droit à une indemnité de la part du concessionnaire ; elle sera réglée par l'acte de concession.

Art. 17. — L'acte de concession, fait après l'accomplissement des formalités prescrites, purge en faveur du concessionnaire tous les droits du propriétaire de la surface et des inventeurs, ou de leurs ayants-droit, chacun dans leur ordre, après qu'ils ont été entendus ou appelés légalement, ainsi qu'il sera ci-après réglé.

Art. 18. — La valeur des droits résultant en faveur du propriétaire de la surface, en vertu de l'art. 6 de la présente loi, demeurera réunie à la valeur de ladite surface, et sera affectée avec elle aux hypothèques prises par les créanciers du propriétaire.

prises sur la surface et la redevance, comme il est dit à l'article précédent.

Si la concession est faite au propriétaire de la surface, ladite redevance sera évaluée pour l'exécution dudit article.

Art. 20. — Une mine concédée pourra être affectée, par privilège, en faveur de ceux qui, par acte public et sans fraude, justifieraient avoir fourni des fonds pour les recherches de la mine, ainsi que pour les travaux de construction ou confection de machines nécessaires à son exploitation, à la charge de se conformer aux articles 2103 et autres du code civil, relatifs aux privilèges.

Art. 21. — Les autres droits de privilège et d'hypothèque pourront être acquis sur la propriété de la mine, aux termes et en conformité du code civil, comme sur les autres propriétés immobilières.

TITRE IV. — DES CONCESSIONS.

SECTION 1^{re}. — De l'obtention des concessions.

Art. 22. — La demande en concession sera faite par voie de simple pétition adressée au préfet, qui sera tenu de la faire enregistrer à sa date sur un registre particulier, et d'ordonner les publications et affiches dans les dix jours.

Art. 23 (1). — L'affichage aura lieu, pendant deux mois, aux chefs-lieux du département et de l'arrondissement où la mine est située, dans la commune où le demandeur est domicilié et dans toutes les communes sur le territoire desquelles la concession peut s'étendre ; les affiches seront insérées, deux fois et à un mois d'intervalle, dans les journaux des départements et dans le *Journal officiel*.

(1) Ancien texte :

Art. 23. — Les affiches auront lieu pendant quatre mois dans le chef-lieu du département, dans celui de l'arrondissement où la mine est située, dans le lieu du domicile du demandeur, et dans toutes les communes dans le territoire desquelles la concession peut s'étendre : elles seront insérées dans les journaux du département.

Art. 24. — Les publications des demandes en concession de mine auront lieu devant la porte de la maison commune et des églises paroissiales et consistoriales, à la diligence des maires, à l'issue de l'office, un jour de dimanche, et au moins une fois par mois pendant la durée des affiches. Les maires seront tenus de certifier ces publications.

Art. 25. — Le secrétaire général de la préfecture délivrera au requérant un extrait certifié de l'enregistrement de la demande en concession.

Art. 26 (1). — Les oppositions et demandes en concurrence seront admises devant le préfet jusqu'au dernier jour du second mois à compter de la date de l'affiche. Elles seront notifiées, par actes extra-judiciaires, à la préfecture du département où elles seront enregistrées sur le registre indiqué à l'article 22. Elles seront également notifiées aux parties intéressées, et le registre sera ouvert à tous ceux qui en demanderont communication.

Art. 27. — A l'expiration du délai des affiches et publications, et sur la preuve de l'accomplissement des formalités portées aux articles précédents, dans le mois qui suivra au plus tard, le préfet du département, sur l'avis de l'ingénieur des mines, et après avoir pris des informations sur les droits et les facultés des demandeurs, donnera son avis et le transmettra au ministre de l'intérieur.

Art. 28. — Il sera définitivement statué sur la demande en concession par un décret impérial délibéré en conseil d'Etat.

devant le ministre de l'intérieur ou le secrétaire général du conseil d'Etat ; dans ce dernier cas, elle aura lieu par une requête signée et présentée par un avocat au conseil, comme il est pratiqué pour les affaires contentieuses, et, dans tous les cas, elle sera notifiée aux parties intéressées.

Si l'opposition est motivée sur la propriété de la mine acquise par concession ou autrement, les parties seront renvoyées devant les tribunaux et cours.

Art. 29. — L'étendue de la concession sera déterminée par l'acte de concession ; elle sera limitée par des points fixes, pris à la surface du sol, et, passant par des plans verticaux menés de cette surface dans l'intérieur de la terre à une profondeur indéfinie, à moins que les circonstances et les localités ne nécessitent un autre mode de limitation.

Art. 30. — Un plan régulier de la surface, en triple expédition, et sur une échelle de 10 millimètres pour 100 mètres, sera annexé à la demande.

Ce plan devra être dressé ou vérifié par l'ingénieur des mines, et certifié par le préfet du département.

Art. 31. — Plusieurs concessions pourront être réunies entre les mains du même concessionnaire, soit comme individu, soit comme représentant une compagnie, mais à la charge de tenir en activité l'exploitation de chaque concession.

SECTION II. — Des obligations des propriétaires des mines.

Art. 32. — L'exploitation des mines n'est pas considérée comme un commerce, et n'est pas sujette à patente.

La redevance proportionnelle sera une contribution annuelle, à laquelle les mines seront assujetties par leurs produits.

Art. 35. — La redevance proportionnelle sera réglée, chaque année, par le budget de l'Etat, comme les autres contributions publiques, toutefois elle ne pourra jamais s'élever au-dessus de 5 p. % du produit net. Il pourra être fait un abonnement pour ceux des propriétaires de mines qui le demanderont.

Art. 36. — Il sera imposé en sus un décime pour franc, lequel formera un fonds de non-valeur, à la disposition du ministre de l'intérieur, pour dégrèvement en faveur des propriétaires de mines qui éprouveront des pertes ou accidents.

Art. 37. — La redevance proportionnelle sera imposée et perçue comme la contribution foncière.

Les réclamations à fin de dégrèvements ou de rappel à l'égalité proportionnelle seront jugées par les conseils de préfecture. Le dégrèvement sera de droit quand l'exploitant justifiera que sa redevance excède 5 p. % du produit net de son exploitation.

Art. 38. — Le gouvernement accordera, s'il y a lieu, pour les exploitations qu'il en jugera susceptibles, et par un article de l'acte de concession ou par un décret spécial délibéré en conseil d'Etat pour les mines déjà concédées, la remise en tout ou partie du paiement de la redevance proportionnelle, pour le temps qui sera jugé convenable, et ce comme encouragement, en raison de la difficulté des travaux : semblable remise pourra aussi être accordée comme dédommagement en cas d'accident de force majeure qui surviendrait pendant l'exploitation.

Art. 39. — Le produit de la redevance fixe et de la redevance proportionnelle formera un fonds spécial, dont il sera

Art. 40. — Les anciennes redevances dues à l'Etat, soit en vertu des lois, ordonnances ou règlements, soit d'après les conditions énoncées en l'acte de concession, soit d'après des baux et adjudications au profit de la régie du domaine, cesseront d'avoir cours à compter du jour où les redevances nouvelles seront établies.

Art. 41. — Ne sont point comprises dans l'abrogation des anciennes redevances celles dues à titre de rentes, droits et prestations quelconques, pour cession de fonds ou autres cas semblables, sans déroger toutefois à l'application des lois qui ont supprimé les droits féodaux.

Art. 42 (1). — Le droit accordé par l'article 6 de la présente loi au propriétaire de la surface sera réglé sous la forme fixée par l'acte de concession.

Art. 43 (2). — Le concessionnaire peut être autorisé, par arrêté préfectoral pris après que les propriétaires auront été mis à même de présenter leurs observations, à occuper, dans le périmètre de sa concession, les terrains nécessaires à l'exploitation de sa mine, à la préparation métallique des minerais et au lavage des combustibles, à l'établissement des routes ou à celui des chemins de fer ne modifiant pas le relief du sol.

Si les travaux entrepris par le concessionnaire ou par un explorateur, muni du permis de recherches mentionné à l'ar-

(1) Ancien texte.

Art. 42. — Le droit attribué par l'article 6 de la présente loi aux propriétaires de la surface, sera réglé à une somme déterminée par l'acte de concession.

(2) Ancien texte :

Art. 43. — Les propriétaires de mines sont tenus de payer les indemnités dues au propriétaire de la surface sur le terrain duquel

ticle 10, ne sont que passagers, et si le sol où ils ont eu lieu peut être mis en culture, au bout d'un an, comme il l'était auparavant, l'indemnité sera réglée à une somme double du produit net du terrain endommagé.

Lorsque l'occupation ainsi faite prive le propriétaire de la jouissance du sol pendant plus d'une année, ou lorsque, après l'exécution des travaux, les terrains occupés ne sont plus propres à la culture, les propriétaires peuvent exiger du concessionnaire ou de l'explorateur l'acquisition du sol.

La pièce de terre trop endommagée ou dégradée sur une trop grande partie de sa surface doit être achetée en totalité, si le propriétaire l'exige.

Le terrain à acquérir ainsi sera toujours estimé au double de la valeur qu'il avait avant l'occupation.

Les contestations relatives aux indemnités réclamées par les propriétaires du sol aux concessionnaires de mines, en vertu du présent article, seront soumises aux tribunaux civils.

Les dispositions des paragraphes 2 et 3, relatives au mode de calcul de l'indemnité due au cas d'occupation ou d'acquisition des terrains, ne sont pas applicables aux autres dommages causés à la propriété par les travaux de recherche ou d'exploitation : la réparation de ces dommages reste soumise au droit commun.

Art. 44 (1). — Un décret rendu en conseil d'Etat peut déclarer d'utilité publique les canaux et les chemins de fer, modifiant le relief du sol, à exécuter dans l'intérieur du périmètre, ainsi que les canaux, les chemins de fer, les routes

(1) Ancien texte :

Art. 44. — Lorsque l'occupation des terrains pour la recherche ou les travaux des mines, prive les propriétaires du sol de la jouissance du revenu au-delà du temps d'une année, ou lorsque, après les travaux, les terrains ne sont plus propres à la culture, on peut exi-

nécessaires à la mine et les travaux de secours, tels que puits ou galeries destinés à faciliter l'aérage et l'écoulement des eaux, à exécuter en dehors du périmètre. Les voies de communication créées en dehors du périmètre pourront être affectées à l'usage du public, dans les conditions établies par le cahier des charges.

Dans le cas prévu par le présent article, les dispositions de la loi du 3 mai 1841, relatives à la dépossession des terrains et au règlement des indemnités, seront appliquées.

Art 45. — Lorsque, par l'effet du voisinage ou pour toute autre cause, les travaux de l'exploitation d'une mine occasionnent des dommages à l'exploitation d'une autre mine, à raison des eaux qui pénètrent dans cette dernière en plus grande quantité ; lorsque, d'un autre côté, ces mêmes travaux produisent un effet contraire et tendent à évacuer tout ou partie des eaux d'une autre mine, il y aura lieu à indemnité d'une mine en faveur de l'autre : le règlement s'en fera par experts.

Art. 46. — Toutes les questions d'indemnité à payer par les propriétaires de mines, à raison des recherches ou travaux antérieurs à l'acte de concession, seront décidées conformément à l'article 4 de la loi du 28 pluviôse an 8.

TITRE V. — DE L'EXERCICE DE LA SURVEILLANCE SUR LES MINES PAR L'ADMINISTRATION.

Art. 47. — Les ingénieurs des mines exerceront, sous les ordres du ministre de l'intérieur et des préfets, une surveillance de police pour la conservation des édifices et la sûreté du sol.

partie de jour surface, devront être achetées en totalité par le propriétaire de la mine.

L'évaluation du prix sera faite, quant au mode, suivant les règles établies par la loi du 16 septembre 1807, sur le dessèchement des marais, etc., titre II : mais le terrain à acquérir sera toujours estimé au double de la valeur qu'il avait avant l'exploitation de la mine.

Art. 48. — Ils observeront la manière dont l'exploitation sera faite, soit pour éclairer les propriétaires sur ses inconvénients ou son amélioration, soit pour avertir l'administration des vices, abus ou dangers qui s'y trouveraient.

Art. 49. — Si l'exploitation est restreinte ou suspendue, de manière à inquiéter la sûreté publique ou les besoins des consommateurs, les préfets, après avoir entendu les propriétaires, en rendront compte au ministre de l'intérieur, pour y être pourvu ainsi qu'il appartiendra.

Art. 50 (1). — Si les travaux de recherche ou d'exploitation d'une mine sont de nature à compromettre la sécurité publique, la conservation de la mine, la sûreté des ouvriers mineurs, la conservation des voies de communication, celle des eaux minérales, la solidité des habitations, l'usage des sources qui alimentent des villes, villages, hameaux et établissements publics, il y sera pourvu par le préfet.

TITRE VI. — DES CONCESSIONS OU JOUISSANCE DES MINES ANTÉRIEURES A LA PRÉSENTE LOI.

§ 1^{er}. — Des anciennes concessions en général.

Art. 51. — Les concessionnaires antérieurs à la présente loi deviendront, du jour de sa publication, propriétaires incommutables, sans aucune formalité préalable d'affiches, vérification de terrain ou autres préliminaires, à la charge seulement d'exécuter, s'il y en a, les conventions faites avec les propriétaires de la surface, et sans que ceux-ci puissent se prévaloir des articles 6 et 42.

Art. 52. — Les anciens concessionnaires seront, en consé-

dit à la section 2 du titre 4, art. 33 et 34, à compter de l'année 1811.

§ II. — *Des exploitations pour lesquelles on n'a pas exécuté la loi de 1791.*

Art. 53. — Quant aux exploitants des mines qui n'ont pas exécuté la loi de 1791, et qui n'ont pas fait fixer, conformément à cette loi, les limites de leurs concessions, ils obtiendront les concessions de leurs exploitations actuelles, conformément à la présente loi, à l'effet de quoi, les limites de leurs concessions seront fixées sur leur demande ou à la diligence des préfets, à la charge seulement d'exécuter les conventions faites avec les propriétaires de la surface, et sans que ceux-ci puissent se prévaloir des articles 6 et 42 de la présente loi.

Art. 54. — Ils payeront en conséquence les redevances comme il est dit à l'article 52.

Art. 55. — En cas d'usages locaux ou d'anciennes lois qui donneraient lieu à la décision de cas extraordinaires, les cas qui se présenteront seront décidés par les actes de concession ou par les jugements des tribunaux et cours, selon les droits résultant, pour les parties, des usages établis, des prescriptions légalement acquises ou des conventions réciproques.

Art. 56. — Les difficultés qui s'élèveraient entre l'administration et les exploitants, relativement à la limitation des mines, seront décidées par l'acte de concession.

A l'égard des contestations qui auraient lieu entre des exploitants voisins, elles seront jugées par les tribunaux et cours.

TITRE VII. — DE LA PROPRIÉTÉ ET DE L'EXPLOITATION DES MINÉRAIS DE FER ET DES TERRES PYRITEUSES ET ALUMINEUSES.

SECTION I^{re} — *Des minières.*

exploiter, d'en faire la déclaration au préfet. Le préfet donne acte de cette déclaration, et l'exploitation a lieu sans autre formalité.

Cette disposition s'applique aux minerais de fer en couches et filons, dans le cas où, conformément à l'art. 60, ils ne sont pas concessibles.

Si l'exploitation doit être souterraine, elle ne peut avoir lieu qu'avec une permission du préfet. La permission détermine les conditions spéciales auxquelles l'exploitant est tenu, dans ce cas, de se conformer.

Art. 58. — Dans les deux cas prévus par l'article précédent, l'exploitant doit observer les règlements généraux ou locaux concernant la sûreté et la salubrité publiques, auxquels est assujettie l'exploitation des minières.

Les articles 76 et 79 de la présente loi sont applicables aux contraventions commises par les exploitants de minières aux dispositions de l'article 57 et aux règlements généraux et locaux dont il est parlé dans le présent article.

SECTION II. — *De la propriété et de l'exploitation des minerais de fer d'alluvion.*

Art. 59. — Les propriétaires ou maîtres de forges ou d'usines exploitant les minerais de fer d'alluvion, ne pourront, dans cette exploitation, pousser des travaux réguliers par des galeries souterraines, sans avoir obtenu une concession, avec les formalités et sous les conditions exigées par les articles de la section I^{re} du titre III et les dispositions du titre II.

d'années, et rendre ensuite impossible l'exploitation avec puits et galeries.

Art. 61 (1), — Lorsque le ministre des travaux publics, après la concession d'une mine de fer, interdit aux propriétaires de minières de continuer une exploitation qui ne pourrait se prolonger sans rendre ensuite impossible l'exploitation avec puits et galeries régulières, le concessionnaire de la mine est tenu d'indemniser les propriétaires des minières dans la proportion du revenu net qu'ils en tiraient.

Un décret rendu en conseil d'Etat peut, alors même que les minières sont exploitables à ciel ouvert ou n'ont pas encore été exploitées, autoriser la réunion des minières à une mine, sur la demande du concessionnaire.

Dans ce cas, le concessionnaire de la mine doit indemniser le propriétaire de la minière, par une redevance équivalente au revenu net que ce propriétaire aurait pu tirer de l'exploitation, et qui sera fixée par les tribunaux civils.

SECTION III. — *Des terres pyriteuses et alumineuses.*

Art. 62. — L'exploitation des terres pyriteuses et alumineuses sera assujettie aux formalités prescrites par les articles 57 et 58, soit qu'elle ait lieu par les propriétaires des fonds, soit par d'autres individus qui, à défaut par ceux-ci d'exploiter, en auraient obtenu la permission.

Art. 63. — Si l'exploitation a lieu par des non-propriétaires, ils seront assujettis, en faveur des propriétaires, à une indemnité qui sera réglée de gré à gré par experts.

(1) *Ancien texte :*

Art. 70. — En cas de concession, le concessionnaire sera tenu toujours : 1^o de fournir aux usines qui s'approvisionnaient de minerai aux lies

TITRE VIII. — DES CARRIÈRES ET TOURBIÈRES.

SECTION I^{re}. — *Des carrières.*

Art. 64 (1). — L'exploitation des carrières à ciel ouvert a lieu en vertu d'une simple déclaration faite au maire de la commune et transmise au préfet. Elle est soumise à la surveillance de l'administration et à l'observation des lois et règlements.

Les règlements généraux seront remplacés, dans les départements où ils seront en vigueur, par des règlements locaux rendus sous forme de décrets en Conseil d'Etat.

Art. 65 (2). — Quand l'exploitation a lieu par galeries souterraines, elle est soumise à la surveillance de l'administration des mines, dans les conditions prévues par les articles 47, 48 et 50.

Dans l'intérieur de Paris, l'exploitation des carrières souterraines de toute nature est interdite.

Sont abrogées les dispositions ayant force de loi des deux décrets des 22 mars et 4 juillet 1813, et du décret, portant règlement général, du 22 mars 1813, relatifs à l'exploitation des carrières dans les départements de la Seine et de Seine-et-Oise.

SECTION II. — *Des tourbières.*

Art. 66. — Les tourbes ne peuvent être exploitées que par le propriétaire du terrain, ou de son consentement.

Art. 67. — Tout propriétaire actuellement exploitant, ou qui voudra commencer à exploiter des tourbes dans son terrain,

(1) Ancien texte :

Art. 64. — L'exploitation des carrières à ciel ouvert a lieu sans

ne pourra continuer ou commencer son exploitation, à peine de 100 fr. d'amende, sans en avoir préalablement fait la déclaration à la sous-préfecture et obtenu l'autorisation.

Art. 68. — Un règlement d'administration publique déterminera la direction générale des travaux d'extraction dans le terrain où sont situées les tourbes, celle de rigoles de dessèchement, enfin toutes les mesures propres à faciliter l'écoulement des eaux dans les vallées, et l'atterrissement des entailles tourbées.

Art. 69. — Les propriétaires exploitants, soit particuliers, soit communautés d'habitants, soit établissements publics, sont tenus de s'y conformer, à peine d'être contraints à cesser leurs travaux.

TITRE IX. — DES EXPERTISES.

Art. 70. — Dans tous les cas prévus par la présente loi et autres naissant des circonstances, où il y aura lieu à expertise, les dispositions du titre XIV du Code de procédure civile, articles 303 à 323, seront exécutées.

Art. 71. — Les experts seront pris parmi les ingénieurs des mines ou parmi les hommes notables et expérimentés dans le fait des mines et de leurs travaux.

Art. 72. — Le procureur impérial sera toujours entendu et donnera ses conclusions sur le rapport des experts.

Art. 73. — Nul plan ne sera admis comme pièce probante dans une contestation, s'il n'a été levé ou vérifié par un ingénieur des mines. La vérification des plans sera toujours gratuite.

Art. 74. — Les frais et vacations des experts seront réglés et arrêtés, selon les cas, par les tribunaux : il en sera de même

tions auront été faites, soit dans l'intérêt de l'administration, soit à raison de la surveillance et de la police publiques.

Art. 75. — La consignation des sommes jugées nécessaires pour subvenir aux frais d'expertise pourra être ordonnée par le tribunal contre celui qui poursuivra l'expertise.

TITRE X. — DE LA POLICE ET DE LA JURIDICTION RELATIVES AUX MINES.

Art. 76. — Les contraventions des propriétaires de mines exploitants, non encore concessionnaires ou autres personnes, aux lois et règlements, seront dénoncées et constatées, comme les contraventions en matière de voirie et de police.

Art. 77. — Les procès-verbaux contre les contrevenants seront affirmés dans les formes et délais prescrits par les lois.

Art. 78. — Ils seront adressés en originaux à nos procureurs impériaux, qui seront tenus de poursuivre d'office les contrevenants devant les tribunaux de police correctionnelle, ainsi qu'il est réglé et usité pour les délits forestiers, et sans préjudice des dommages-intérêts des parties.

Art. 79. — Les peines seront d'une amende de 500 fr. au plus et de 100 fr. au moins, double en cas de récidive, et d'une détention qui ne pourra excéder la durée fixée par le Code de police correctionnelle.

JURISPRUDENCE

(Extrait de DALLOZ, 6^{me}, 7^{me} et 8^{me} cahiers 1880.)

Dans le cas où le rôle d'une taxe assimilée pour le recouvrement aux contributions directes (dans l'espèce, d'une redevance proportionnelle sur une mine) n'a pas été publié dans la commune, le délai pour réclamer cette taxe court du jour où le contribuable a eu connaissance de son imposition (1^{re} espèce).

La redevance proportionnelle due par le concessionnaire d'une mine doit être établie à raison du produit net de l'exploitation pendant l'année précédente (1^{re} et 2^{me} espèces);

Et le produit net doit être établi sur les quantités de produits extraites pendant l'année servant de base au calcul sans tenir compte du stock existant au 1^{er} janvier de cette année. (2^{me} espèce.)

1^{re} Espèce : — Société de la Vieille-Montagne.

La Société de la Vieille-Montagne, concessionnaire des mines d'Aïn-Arko, a été imposée, pour l'année 1875, à une redevance proportionnelle de 5.315 fr., calculée sur les bénéfices nets de l'année 1874, s'élevant à 92.945 fr. Elle a demandé à être imposée seulement d'après les bénéfices de 1875, qui n'avaient été que de 1.984 fr. Tout en reconnaissant qu'habituellement la redevance était fixée d'après les résultats de l'année précédente, elle soutenait que ce procédé ne pouvait être employé dans le cas où il aboutirait à des résultats contraires à la loi, notamment aux art. 35 et 37 de la loi du 21 avril 1810, d'après lequel la redevance proportionnelle ne peut s'élever au-dessus de 5 pour 100 du produit net de l'année. Les ingénieurs des mines, dans l'instruction du pourvoi, ont émis l'avis que la prétention de la Société, bien que contraire à la marche ordinairement suivie, était fondée en droit. Le Conseil d'Etat a néanmoins statué en sens contraire, le 5 décembre 1879.

Le Conseil d'Etat; — Vu la loi du 21 avril 1810 et le décret du 6 mai 1811; — Considérant qu'il ne résulte pas de l'instruction que le rôle concernant la redevance de la mine d'Aïn-Arko, pour l'année 1875, ait été publié dans la commune d'Aïn-Belida, et qu'il n'est pas établi que le représentant de la Société de la Vieille-Montagne ait eu connaissance de cette imposition avant le 3 février 1876; que dans ces circonstances, sa réclamation ayant été enregistrée à la préfecture de Constantine le 8 mars 1876, c'est à tort que le Conseil de préfecture l'a déclarée non recevable comme ayant été tardivement présentée;

Mais considérant que l'état de l'instruction permet de statuer au fond ;
— Considérant que la redevance proportionnelle, à laquelle les conces-

sionnaires de mines sont assujettis conformément à la loi du 21 avril 1810 et au décret du 6 mai 1811, doit être établie, année par année, à raison du produit net de l'exploitation pendant l'année qui a précédé celle pour laquelle la redevance est imposée; — Considérant qu'il n'est pas contesté que le produit net de la mine d'Ain-Arko, pendant l'année 1874, s'est élevé à la somme de 92.945 fr. 72 c.; qu'ainsi c'est avec raison que ladite Société a été imposée, pour l'année 1875, à la redevance proportionnelle sur les mines, d'après un revenu de 92.945 fr. 72 c. :

Art. 1^{er}. La requête... est rejetée.

2^{me} *Espèce* : Ministère des finances contre la Compagnie des mines d'Aniche.

Arrêt du 26 décembre 1879.

Le Conseil d'Etat; — Vu la loi du 21 avril 1810 et le décret du 6 mai 1811; Considérant qu'en exécution de la loi et du décret ci-dessus visés, la redevance proportionnelle est établie année par année, à raison du produit net de l'exploitation pendant l'année qui a précédé celle pour laquelle la redevance est imposée; que le produit de la mine d'Aniche pendant l'année 1876, devant servir de base à l'établissement de la redevance proportionnelle de l'année 1877, doit, aux termes de l'article 33 de la loi du 21 avril 1810, être calculé à raison de la valeur de la quantité de charbon extraite, pendant ladite année, par la Compagnie concessionnaire; — Que, dès lors, le ministre des finances n'est pas fondé à soutenir que c'est à tort que le Conseil de préfecture du Nord a accordé à la Compagnie décharge de la part de la redevance de l'année 1877 établie à raison de quantités extraites en 1875 et formant le stock existant sur le carreau de la mine au 1^{er} janvier 1876 :

Art. 1^{er}. — Le recours... est rejeté.

La responsabilité du patron (dans l'espèce, une Compagnie minière) ne peut se trouver engagée à raison de l'accident arrivé à un ouvrier, lorsqu'il est établi qu'aucune faute n'est imputable au patron, et que l'accident doit être attribué à l'imprudence de l'ouvrier. (Code civil, articles 1382, 1383, 1384);

En déclarant que la Compagnie n'avait commis ni imprudence ni négligence,

puits Lucy, dépendant de la concession des mines de la Chazotte, et qu'il importe, avant tout, de rechercher dans quelles circonstances l'accident est survenu, et si ces circonstances sont de nature à engager la responsabilité de la Compagnie défenderesse; — Considérant qu'au jour indiqué le demandeur était occupé à vider le puisard et que le travail consistait à attacher sous la cage des bennes préalablement remplies d'eau, lesquelles, à un signal donné, étaient élevées jusqu'à la recette où elles étaient reçues par d'autres ouvriers; — Considérant qu'il est constant au procès que, peu de temps avant l'accident, les ouvriers qui opéraient au fond du puisard ont attaché sous cette cage et fait enlever au signal convenu un rail ou une barre de fer d'un certain poids; que cette barre de fer, par suite de la position défectueuse dans laquelle elle se trouvait placée sous la cage, n'a pu être enlevée et a fait dévier la cage de son axe horizontal; que, par suite de cette déviation, le toit de la cage a heurté la poutre, l'a descendue et l'a fait tomber dans le puisard; — Considérant que cette manœuvre vicieuse et mal combinée est imputable aux ouvriers seuls qui l'ont effectuée, et notamment à Boudarel, qui, s'il n'avait pas le titre de chef de poste, en exerçait du moins les fonctions, puisqu'il était le plus ancien des ouvriers et que c'était lui qui transmettait les signaux; — Considérant qu'il ne résulte de l'enquête aucun fait de nature à engager la responsabilité de la Compagnie; qu'on n'établit aucun vice de construction, aucune irrégularité dans le fonctionnement de la machine; que cette machine, du reste, n'a marché, pendant le cours de l'opération, que sur les signaux transmis par Boudarel lui-même; — Considérant, dès lors, que, s'il a été victime d'un accident, il ne peut l'attribuer qu'à sa propre imprudence; que son action contre la Compagnie n'est nullement fondée et qu'elle doit être repoussée; — Par ces motifs, renvoie purement et simplement d'instance la Compagnie des mines de la Chazotte.

Sur cet arrêt, pourvoi en cassation par le sieur Boudarel, sous prétexte de : 1^o Violation des articles 1383 et 1384 du Code civil, en ce que l'arrêt attaqué a refusé de déclarer la Compagnie de la Chazotte responsable des blessures faites au sieur Boudarel, par ce motif que les manœuvres employées devaient amener l'accident dont ce dernier a été victime, alors que ces manœuvres étaient usitées dans les travaux de la Compagnie et n'avaient jamais été critiquées par elle.

2^o Violation de l'article 7 de la loi du 20 avril 1810, pour défaut de motifs et de l'article 1134 du Code civil.

La Cour suprême a, le 9 mars 1880, rendu l'arrêt suivant :

La Cour; — Sur le premier moyen : — Attendu que la responsabilité édictée par les articles 1382, 1383 et 1384 du Code civil ne peut être prononcée qu'autant qu'une faute est reconnue à la charge de celui contre qui elle est réclamée; — Attendu qu'il résulte des constatations de l'arrêt attaqué, d'une part, que si Boudarel a été victime d'un accident, il ne peut l'attribuer qu'à sa propre imprudence, faute par lui d'avoir exercé sur l'exécution du travail auquel il participait la surveillance dont il se trouvait chargé; et, d'autre part, qu'il n'existait aucun fait de nature à engager la responsabilité de la Compagnie des mines de Chazotte; — Qu'en exonérant, dans ces circonstances, ladite Com-

pagnie de toute responsabilité, l'arrêt attaqué a motivé légalement sa décision et n'a violé aucune loi;

Sur le deuxième moyen : — Attendu que, pour justifier sa demande en paiement, tant d'une indemnité que de prestations sur la caisse de secours, Boudarel se fondait exclusivement sur l'imprudence et la négligence qu'il imputait à la Compagnie; — Attendu que la cour d'appel, en décidant que la Compagnie n'avait commis ni imprudence ni négligence, a suffisamment motivé le rejet de la demande prise dans son double objet; — Qu'elle n'avait pas à apprécier spécialement, quant aux prestations, une prétendue convention qui n'avait pas été invoquée devant elle; qu'elle n'a donc violé en aucune façon ni l'article 7 de la loi du 20 avril 1810, ni l'article 1134 du Code civil invoqués par le pourvoi; — Par ces motifs, rejette.

NOTES STATISTIQUES

Par M. F. COIGNET.

Angleterre.

A. — STATISTIQUE TIRÉE DU JOURNAL L'Iron.

EXPORTATIONS EN 1879.

Houille, coke, agglomérés, etc.

Russie.....	tonnes	1.250.766
Suède et Norwège.....	»	1.097.005
Danemark.....	»	775.003
Allemagne.....	»	2.055.387
Hollande.....	»	420.517
France.....	»	3.317.578
Espagne et Canaries.....	»	875.129
Italie.....	»	1.370.661
Turquie.....	»	248.335
Egypte.....	»	523.892
Brazil.....	»	313.086
Malte.....	»	330.139
Inde anglaise.....	»	757.949
Diverses contrées.....	»	3.100.195
Les navires employés au commerce étranger...	»	4.401.120

20.836.762

Fente brute.

Allemagne.....	tonnes	236.565
Hollande.....	»	213.371
Belgique.....	»	83.733
France.....	»	84.432
Etats-Unis.....	»	276.998
Possessions anglaises de l'Amérique du nord...	»	31.182
Diverses contrées.....	»	301.343

1.227.624

Fente menlée et Fer forgé (excepté pour les canons).

Russie.....	tonnes	8.697
Allemagne.....	»	8.855
Hollande.....	»	8.196
France.....	»	5.077
Espagne et Canaries.....	»	8.387
Etats-Unis.....	»	10.403

A reporter.....

49.615

<i>Report</i>	tonnes	49.615
Pérou.....	»	2.101
Brésil.....	»	31.987
Possessions anglaises de l'Amérique du Nord..	»	8.823
Possessions anglaises du Sud de l'Afrique.....	»	16.141
Inde anglaise.....	»	38.174
Australie.....	»	54.656
Diverses contrées.....	»	59.518
		261.015

Fers en barres, d'angles, ronds, etc.

Russie.....	tonnes	5.481
Allemagne.....	»	5.225
Hollande.....	»	3.414
France.....	»	324
Italie.....	»	14.695
Turquie.....	»	11.732
Etats-Unis.....	»	21.630
Possessions anglaises de l'Amérique du Nord..	»	26.830
Inde anglaise.....	»	36.851
Australie.....	»	22.240
Diverses contrées.....	»	84.384
		232.806

Mailles en fer, en acier et divers pour chemins de fer.

Russie.....	tonnes	38.487
Suède et Norvège.....	»	14.331
Danemark.....	»	5.046
Allemagne.....	»	3.500
Hollande.....	»	8.114
Belgique.....	»	28
France.....	»	114
Espagne et Canaries.....	»	14.321
Italie.....	»	36.767
Turquie.....	»	1.030
Egypte.....	»	2.957
Etats-Unis.....	»	41.998
Brésil.....	»	31.913
Pérou.....	»	2.950
Chili.....	»	203

Bandages et tôles.

Russie	tonnes	11.919
Allemagne.....	»	8.074
Hollande.....	»	7.091
France	»	2.236
Espagne et Canaries.....	»	5.087
Italie.....	»	10.941
Etats-Unis.....	»	10.456
Possessions anglaises de l'Amérique du Nord..	»	8.934
Inde anglaise	»	32.700
Australie	»	31.462
Diverses contrées.....	»	65.489
		194.489

Acier brut.

France	tonnes	3.134
Etats-Unis.....	»	9.305
Diverses contrées.....	»	18.433
		30.872

Acier pour diverses industries.

11.237

**Fils de fer et d'acier autres que pour
les télégraphes.....**

37.259

Fer blanc.

France	tonnes	5.449
Etats-Unis.....	»	155.795
Possessions anglaises de l'Amérique du Nord..	»	5.865
Australie	»	2.425
Diverses contrées.....	»	28.315
		197.849

Quincaillerie et coutellerie.

Russie.....	val. liv. ster.	85.506
Allemagne.....	»	164.670
Hollande	»	78.837
France	»	140.124
Espagne et Canaries.....	»	91.023
Etats-Unis.....	»	335.760
Antilles espagnoles.....	»	81.299

Machin

Russie.....
Allemagne.....
France.....
Espagne et Canaries.....
Italie.....
Egypte.....
Brésil.....
Inde anglaise.....
Australie.....
Diverses contrées.....

Machin

Russie.....
Allemagne.....
Hollande.....
Belgique.....
France.....
Espagne et Canaries.....
Egypte.....
Etats-Unis.....
Inde anglaise.....
Australie.....
Diverses contrées.....

M

Etats-Unis.....
Diverses contrées.....

Cul

Allemagne.....
Hollande.....
Belgique.....
France.....
Etats-Unis.....
Inde anglaise.....
Diverses contrées.....

Culvre et

Russie.....

<i>Report</i>	tonnes	4.113
Turquie	»	2.344
Egypte.....	»	572
Etats-Unis.....	»	28
Inde anglaise.....	»	4.570
Diverses contrées.....	»	4.014

15.639

Laiten..... tonnes 4.006

Métal jaune pour doublage des navires. tonnes 16.998

Fils pour télégraphes et appareils... liv. sterl. 2.502.050

Ploimb.

Russie	tonnes	10.493
Allemagne.....	»	1.053
France	»	3.389
Etats-Unis	»	1.047
Chine et Hong-Kong.....	»	5.932
Inde anglaise.....	»	3.317
Australie.....	»	3.186
Diverses contrées.....	»	8.590

37.007

Etain brut.

Russie ...	tonnes	694
Allemagne.....	»	727
France	»	1.542
Turquie.....	»	116
Etats-Unis.....	»	1.622
Diverses contrées.	»	1.612

6.313

Zinc tonnes 5.694

IMPORTATIONS EN 1879.

Fer.

	1879		1878	
	tonnes.	livres sterling.	tonnes.	livres sterling.
Minerai.....	1.083.692	1.037.719	1.173.860	1.161.638
Métal.....	95.468	877.217	102.742	1.017.239
Acier brut.....	5 100	60.034	4.600	65.472

Cuivre.**a. — MINÉRAIS**

Du Chili.....	461	8.355	2.349	30.694
Du Cap de Bonne- Espérance.....	13.629	232.956	12.789	241.373
Des Possessions an- glaises de l'Amé- rique du Nord..	25.054	127.581	34.630	191.505
De diverses contrées.	48.685	395.605	53.177	451.561
	<u>87.829</u>	<u>764.497</u>	<u>102.945</u>	<u>915.133</u>

b. — REGLES MATTES

Du Chili.....	15.666	415.996	11.455	342.363
De diverses contrées.	30.264	1.073.160	21.955	798.574
	<u>45.930</u>	<u>1.489.156</u>	<u>33.410</u>	<u>1.140.937</u>

c. — CUIVRE BRUT

Du Chili....	33.534	1.957.049	22.785	1.434.403
De l'Australie.....	9.845	638.632	8.661	610.640
De diverses contrées.	3.291	207.494	7.914	513.232
	<u>46.670</u>	<u>2.803.175</u>	<u>39.360</u>	<u>2.558.275</u>

Autres métaux.

Plomb en saumon ou en feuilles.... ton.	102.140	1.531.801	100.233	1.818.676
Etain en lingots, pla- ques, etc.....	17.063	1.148.973	16.904	1.041.026
Zinc en pains.....	34.180	562.293	32.750	611.050
Pyrites de fer ou de cuivre.....	481.622	1.051.015	577.719	1.332.934
Mercure..... kilos.	1.802.796	344.401	1.464.376	302.919

B. — AUTRE STATISTIQUE.

Exportations des rails en fer et en acier.

Tiré du journal l'Iron.

LIEUX D'EXPORTATION	RAILS EN FER				RAILS EN ACIER			
	ANNÉE 1878		ANNÉE 1879		ANNÉE 1878		ANNÉE 1879	
	Tonnes.	Liv. sterling.	Tonnes.	Liv. sterling.	Tonnes.	Liv. sterling.	Tonnes.	Liv. sterling.
Russie.....	1.316	10.588	414	2.810	53.999	409.785	35.294	222.945
Suède et Norwège.....	12.502	76.990	460	2.201	9.182	69.592	12.615	77.562
Allemagne.....	1.756	10.541	1.228	7.806	34.237	298.351	1.745	10.161
Espagne.....	7.915	47.626	1.177	6.779	14.969	106.010	11.709	68.801
Italie.....	5.375	31.316	4.895	23.471	12.374	81.297	31.302	166.638
États-Unis.....	304	1.968	20.820	101.797	»	»	23.750	138.108
Brésil.....	6.041	37.652	2.428	12.928	7.334	50.821	25.698	155.284
Chili.....	752	5.075	112	699	543	4.014	616	4.286
Possessions anglaises de l'Amérique du Nord.....	4.538	27.362	2.207	12.583	27.749	209.218	58.226	343.660
Inde Anglaise.....	20.568	125.211	5.723	35.010	33.689	227.034	44.389	253.045
Australie.....	26.107	100.459	5.953	32.150	40.602	289.709	38.841	231.398
Autres contrées.....	20.094	120.546	10.187	58.030	16.813	122.272	44.240	255.717
	107.268	665.334	55.604	296.264	655.334	1.868.103	328.425	1.927.605

Exportations en fer, rails, etc.Tiré de l'*Engineering and Mining Journal* (New-York).

FER POUR RAILWAYS	ANNÉE 1877.	ANNÉE 1878.	ANNÉE 1879.
	Tonn. 2000 liv.	Tonn. 2000 liv.	Tonn. 2000 liv.
Allemagne	23.459	37.005	3.500
Belgique.....	122	226	28
Danemark.....	3.635	5.044	5.046
Espagne et Canaries.....	20.569	24.828	14.321
France.....	155	88	114
Hollande.....	952	116	8.114
Italie	9.799	18.982	36.767
Russie.....	84.548	59.887	38.487
Suède et Norwège.....	61.856	23.692	14.331
Turquie.....	309	422	1.030
Canada et Colombie Britannique....	36.318	34.614	64.423
Australie.....	84.783	75.407	55.049
Inde.....	105.825	104.221	88.142
Egypte.....	1.002	2.914	2.957
Bésil.....	24.166	15.447	31.913
Chili.....	999	1.411	803
Etats-Unis.....	2.525	681	44.998
Pérou.....	1.308	3.539	2.950
Diverses contrées.....	35.926	30.868	50.062
Total.....	498.256	439.392	463.035
Export^{on} totale en fer et acier.....	2.346.370	2.296.860	2.879.884
» » en rails fer (estim ^{on}).....	177.852	107.268	55.604
» » en rails acier » 	235.453	251.491	328.425
» » en rails divers » 	413.305	358.759	384.029

Ecosse.

Fontes. — Production, consommation, etc., d'après l'Egin. and Min. Journal.

	1869	1870	1871	1872	1873	1874	1875	1876	1877	1878	1879
	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 liv.	Tonnes de 2000 l.
...	1.150.000	1.206.000	1.160.000	1.090.000	993.000	806.000	1.050.000	1.103.000	982.000	902.000	932.000
st.	388.000	388.842	512.479	616.933	398.850	296.803	368.453	303.572	274.409	233.908	340.385
sc.	447.000	506.000	465.000	470.000	373.000	317.000	360.000	370.000	335.000	294.000	302.000
feu	124	130	127	127	119	96	117	116	103	90	88
e).	130	126	126	115	122	121	113	116	86	91	100
lb.	53 ^{ab.3d}	54 ^{ab.4d}	59 ^{ab.}	102 ^{ab.}	117 ^{ab.3d}	87 ^{ab.6d}	65 ^{ab.9d}	58 ^{ab.6d}	54 ^{ab.4d}	48 ^{ab.5d}	47 ^{ab.}
...	57 9	51 3	73	121	104 6	76	64 6	58	51 6	43 6	67

679

Exportations du Pays de Galles par le port de Swansea.

	Années	1878
ille pour l'Etranger. Tonnes de 2000 livres = 907 k ^e	4.270.049	4.009.275
par cabotage.....	826.044	814.871
e.....	17.528	14.174
nt fuel (agglomérés).....	123.500	108.463
.....	99.528	69.772

Etats-Unis.

Etendue et contenance en combustible des Bassins anthracifères de Pensylvanie, Par P. ROTHWELL.

Tiré de l'Engin. and Min. Journal.

BASSINS	Surface en kilomètres carrés.	Epaisseur totale des couches exploitables.	QUANTITÉ D'ANTHRACITE contenue		COMBUSTIBLE EXPLOITÉ jusqu'à la fin de l'année 1877.			EXISTANCES EN COMBUSTIBLE au 1 ^{er} janvier 1878.		
			Par kilomètre carré.	Total.	Vendu.	Déchet présumé à l'exploita- tion.	Quantité correspondante en tenant compte des déchets.	Combustible existant encore dans les couches.	Déchet présumé à l'exploita- tion.	Quantité correspondante de combustible en tenant compte des déchets.
			Tonnes.	Tonnes.	Tonnes.	p. 100.	Tonnes.	Tonnes.	p. 100.	Tonnes.
Wyoming.....	479	6 ^m 30	8.555.000	4.097.730.000	151.475.872	60	378.689.680	3.719.040.320	50	1.859.520.160
Lehigh.....	113	6,70	9.116.000	1.030.120.000	72.422.227	65	206.910.302	823.209.698	60	329.283.879
Schuylkill.....	556	8	11.252.000	6.256.250.000	157.776.236	65	450.766.703	5.805.483.297	60	2.922.193.318
Totaux....	1.148	21	9.916.000	11.384.100.000	381.674.335	63	1.036.366.685	10.347.733.315	56	4.510.907.357

**Production des bassins anthracifères de Pennsylvanie
en tonnes de 2.240 livres = 1.031 kilos.**

Par P. ROTHWELL.

Tiré de l'*Engin. and Min. Journal*.

Années.	tonnes.	Années.	tonnes.	Années.	tonnes.
Avant 1820	18.000	1840	1.003.220	1860	9.807.118
1820	1.965	41	1.127.005	61	9.147.461
21	3.273	42	1.286.595	62	9.095.031
22	4.940	43	1.478.926	63	10.953.077
23	9.023	44	1.899.690	64	11.631.400
24	13.641	45	2.344.426	65	10.783.032
25	38.499	46	2.707.321	66	14.092.837
26	54.815	47	3.327.155	67	14.345.644
27	71.167	48	3.572.695	68	15.810.466
28	91.914	49	3.724.812	69	16.375.678
29	133.203	1850	3.863.365	1870	17.819.700
1830	209.634	51	5.190.690	71	17.379.355
31	230.320	52	5.725.148	72	22.084.083
32	448.171	53	5.939.853	73	22.880.921
33	592.210	54	6.846.556	74	21.667.386
34	456.859	55	7.684.542	75	20.643.509
35	678.517	56	7.999.767	76	19.000.000
36	825.729	57	7.694.842	77	21.323.000
37	1.039.241	58	7.864.230	78	18.600.000
38	873.013	59	9.010.726	79	27.825.000
39	957.436				

Total.. 427.987.832

Le prix de vente moyen de la tonne a été en 1879 de 2,33 dollars (environ fr. 12). Au mois de mars 1880, il a varié de 3,65 à 5,75 dollars (fr. 18,60 à 29,30) suivant la qualité.

Prix de revient de la tonne d'anthracite (1.031 k.),

DANS LES MINES DE *Philadelphia and Reading coal and Iron Co.*

Tiré de l'*Engin. and Min. Journal*.

Années.	Production, tonnes.	Dépenses totales.	Prix de revient de la tonne.
1873	1.348.838	3.385.149,68 dollars	2,51 dollars
1874	1.374.790	3.364.908,37 »	2,45 »
1875	1.510.572	2.821.609,51 »	1,87 »
1876 (11 mois)	1.853.364	2.509.483,24 »	1,35 »
1877	3.794.528	3.942.561,71 »	1,04 »
1878	2.727.608	3.374.003,72 »	1,24 »

Production totale de la houille en tonnes de 1.000 kilos.

Tiré des *Transactions of the American Institute of Mining Engineers*,
Vol. III, 1874-75.

ÉTATS ET TERRITOIRES.	tonnes.
Pensylvanie... { Anthracite..... 22.840.724 Houille..... 9.247.531 Coke 1.182.736 ^t , soit houil. 1.804.599 }	33.892.854
Ohio..... { Houille..... 3.749.418 Coke 1.312 t., soit houille.. 2.428 }	3.751.846
Maryland..... Houille.....	2.430.000
Illinois..... »	2.319.388
Indiana..... »	818.230
Missouri..... »	720.000
Virginie-Ouest. »	521.215
Californie..... Lignite	405.000
Jowa..... Houille.....	319.622
Wyoming..... Lignite	306.000
Tennessec..... { Houille..... 253.349 Coke 12.476 t., soit houille. 27.459 }	280.808
Kentucky..... Houille.....	270.000
Colorado..... Lignite	177.318
Orégon..... »	90.000
Washington... »	90.000
Virginie..... Houille.....	72.000
Kansas..... »	67.500
Alabama..... »	44.446
Utah..... Lignite	27.000
Michigan..... Houille.....	11.700
Rhode Island. Anthracite	12.600
Caroline du Nord, Géorgie, Texas, Arkansas, etc., Houille, estimation.....	45.000
Total..	46.672.525

RÉCAPITULATION :

Anthracite.....	22.853.324	tonnes
Houille.....	22.723.883	»
Lignite.....	1.095.318	»
Total ..	46.672.525	»

STATISTIQUE DE LA FONTE, DU FER ET DE L'ACIER

D'après l'*Engin. and Min. Journal*.

En tonnes de 2.240 livres = 1.031 kil.

FONTE ET VIEUX FER

1870

1870

Roulement des Hauts-Fourneaux à (S),

Tiré des Tra

ANNÉES	PRIX DES MATIÈRES PREMIÈRES La tonne 1000 kil.			QUANTITÉS CONSOMMÉES PAR 1000 de fonte.		
	Anthra- cite.	Minerai.	Castine.	Anthracite.	Minerai.	Ca
	Dollars.	Dollars.	Dollars.	Tonnes.	Tonnes.	Té
1856.....	2,82	3,64	0,54	2.347	2.586	prais, qui sont : de l'
57.....	2,62	3,44	0,51	2.215	2.408	leur moyenne est de 4
58.....	2,44	2,80	0,39	2.019	2.344	la proportion de 70 d'
59.....	2,36	2,57	0,33	2.106	2.387	et l'anthracite sont tra
1860.....	2,40	2,70	0,35	1.923	2.376	isations, et pourvus de to
61.....	2,32	2,61	0,33	2.046	2.329	chauffé à 482° c., et lam
62.....	2,49	2,47	0,32	2.127	2.258	ins comprennent les mis
63.....	4,29	2,77	0,46	2.213	2.391	ins.
64.....	6,24	4,12	0,63	2.306	2.444	si le nombre total de jour
65.....	5,27	4,62	0,73	2.338	2.315	fonte diminue rapidemen
66.....	4,57	4,56	0,73	2.228	2.322	cette diminution est due
67.....	3,71	4,65	0,72	2.438	2.333	ation du combustible, d
68.....	3,71	4,49	0,75	2.236	2.408	élioration dans le charg
69.....	4,48	4,74	0,79	2.080	2.242	ne des courtes campagn
1870.....	3,81	4,72	0,79	1.984	2.274	En 1856 furent mis deux fo
71.....	3,93	4,84	0,74	1.998	2.328	durée de la campagne, un
72.....	3,66	5,64	0,73	1.985	2.258	cette durée devient succe
73.....	3,49	5,89	0,73	1.999	2.319	les plus longues campagn
74	3 70	5 71	0 69	1 091	2 954	in-d'œuvre de 1860 à 186

RAILS

Rails en fer, production	288.294	450.000
» acier »	499.817	650.000
» fer et acier, importation	9	60.000
	<u>788.120</u>	<u>1.160.000</u>

FER, TÔLES ET ACIERS DIVERS

Production	1.100.612	1.350.738
Importation	?	500.000
		<u>1.850.738</u>

HAUTS-FOURNEAUX.

En marche au 1^{er} janvier.

Années...	1875	1876	1877	1878	1879	1880
Hu-fourn. au charbon de bois	152	95	73	79	79	93
» à l'anthracite.	130	100	87	98	96	165
» au coke.....	81	98	84	86	82	126
	<u>363</u>	<u>293</u>	<u>244</u>	<u>263</u>	<u>257</u>	<u>384</u>

Hors feu à la même date.

Hu-fourn. au charbon de bois	145	186	209	198	180	146
» à l'anthracite.	87	125	136	128	130	67
» au coke	96	109	123	132	123	80
	<u>328</u>	<u>420</u>	<u>468</u>	<u>449</u>	<u>433</u>	<u>293</u>

RÉGÉNÉRATEURS SIEMENS.

	1878	1879
Fourneaux divers : à puddler, etc. ; nombre.....	116	129
» à acier sur sole ; »	33	40
» » en creusets ; »	46	39
Les 40 fourneaux à acier sur sole peuvent produire.	200.000 ton.	
» 39 » en creusets »	40.000	

ROULEMENT DES HAUTS-FOURNEAUX A ANTHRACITE DE THOMAS
IRON COMPANY, PENNSYLVANIE.

(Voir le tableau ci-contre).

STATISTIQUE DES AUTRES MÉTAUX

D'après l'Engin. and Min. Journal.

Cuivre.

1879

Etain.

Années.....	1879	1878	1877	1876	1875	1874	1873	1872	1871	1870
IMPORTATIONS AUX ÉTATS-UNIS. — Tonnes de 2000 livres = 907 k ^o .										
Droits par Londres.....	6905	4144	4376	3615	3158	2400	3000	4363	4025	2888
Anglais.....	1400	490	1100	565	718	2115	1400	750	900	804
Irlande et Bilton.....	920	45	175	87	79	100	95	125	141	237
Italie par Londres.....	797	510	325	"	68	"	"	"	"	"
Total.....	10022	5459	5976	4297	4023	4615	4495	5238	5066	3929
Haut prix par livre (0 ^u ,453) de l'étain des										
Indes..... dollars.	0,25	0,17	0,175	0,19	0,28	0,285	0,335	0,425	0,38	0,38
Indes..... id.	0,1425	0,1325	0,15	0,165	0,21	0,215	0,27	0,29	0,32	0,305
Indes..... id.	0,165	0,145	0,1625	0,175	0,24	0,24	0,305	0,37	0,36	0,335
PRODUCTION ET IMPORTATION DE L'ÉTAIN EN EUROPE ET EN AMÉRIQUE.										
Production anglaise.....	9850	10106	9500	8500	9614	9942	9970	9560	10900	10250
— Ventes.....	4360	4084	4456	4519	4400	4079	4335	5203	5395	5058
— Production.....	4618	3582	3643	3525	3525	3157	2980	2946	2700	1593
Importation pour l'Europe et l'Amérique.....	10700	8060	7200	9521	11300	7527	6963	9785	9161	6043
Importation pour Londres.....	7915	10327	8890	7130	7218	5800	2990	150	"	"
Total.....	37443	36159	33689	33313	36057	30505	27238	25644	28156	22944
Importation à Londres, la tonne de 2000 livres....	72 l. st.	61 l. st.	68 l. st.	74 l. st.	85 l. st.	98 l. st.	132 l. st.	146 l. st.	133 l. st.	124 l. st.
CONSOMMATION EN EUROPE ET EN AMÉRIQUE.										
Importation en Europe.....	31025	29305	27040	27649	28140	23781	21280	22160	23700	30350
Importation en Amérique.....	9000	4088	4731	4472	4273	4632	4313	5044	5076	4118
Total.....	40025	33393	31771	32121	32413	28413	25593	27204	28776	24468

Mercure.

Reçu à San-Francisco des différentes mines, en 1878..... 63.484 bouteil. = 2.202.259 k.
 Reçu à San-Francisco des différentes mines, en 1879..... 73.684 " = 2.556.097 »

Le prix du mercure à San-Francisco a été en moyenne de 0dollar,40 la livre en 1879, soit environ 4f,40 le kil.

Estimation de la production et de la consommation du mercure dans le monde.

	1878	1879	Total.
Production de la Californie. ton. de 1.000 k.	2.202	2.556	4.758
» d'Almaden (Espagne) »	1.388	1.388	2.776
» d'Idria (Autriche) »	347	347	694
Totaux..	3.937	4.291	8.228
Existences au 31 décembre 1877, sur les marchés principaux du monde.....			2.776
			11.004
Existences au 31 décembre 1879 sur les marchés principaux du monde.....			1.735
Consommation de mercure dans le monde, pour 2 ans..			9.269
» " " " 1 " ..			4.635

Chemins de fer.

De 1873 à 1879, on a construit aux Etats-Unis :

En 1873.....	3.883 milles, soit 6.247 kilomètres de chemins de fer
» 74.....	2.025 " 3.258 " "
» 75.....	1.561 " 2.511 " "
» 76.....	2.460 " 3.958 " "
» 77.....	2.301 " 3.702 " "
» 78.....	2.916 " 4.692 " "
» 79.....	4.430 " 7.128 " "

Le développement considérable pris par la construction des chemins de fer en 1879 est dû à l'abondance extraordinaire des récoltes ; il est probable que pendant la présente année le nombre de kilomètres construits sera au moins aussi grand.

Au commencement de l'année 1880, la longueur totale des chemins de fer, aux Etats-Unis, était de 86.263 milles, soit 138.797 kilomètres. Si on suppose une population de 49.500.000 âmes, il y a donc 1 kilomètre de chemins de fer par 356 habitants.

Allemagne.**Importations et exportations.**Renseignements tirés de l'*Iron*.

	IMPORTATIONS.		EXPORTATIONS.	
	Année 1878	Année 1879	Année 1878	Année 1879
Fontes et gueuses, tonnes	485.000	374.500	376.700	393.600
Ribbons	» 26.600	22.500	39.600	39.400
Rails.....	» 45.000	14.700	207.700	164.200
Fer marchand...	» 29.500	28.100	100.500	116.500
Divers et acier..	» 79.600	58.900	240.700	259.700
Totaux...	» 665.700	498.700	965.200	973.400
Minerai de fer ..	» 321.400	295.500	1.141.500	1.044.500
Houille.	» 1.930.000	1.890.000	5.825.000	5.999.000
Coke.....	» 228.300	233.200	270.800	251.400

Production des ateliers Krupp.

		Année 1879	Année 1878
Fer.....	tonnes	12.762	10.411
Acier Bessemer.....	»	98.120	84.764
» Martin	»	19.350	14.454
» Tiegal.....	»	10.352	9.484
Fonte moulée.....	»	7.193	6.793
Totaux.....	»	147.777	125.911

Belgique.

Renseignements tirés du journal l'Iron.

687

MATIÈRES	IMPORTATIONS			EXPORTATIONS		
	1879	1878	1877	1879	1878	1877
et..... tonnes.	4.506	4.981	4.915	46.657	36.956	18.237
ite en gueuses et ribbons.....	194.291	207.217	184.212	36.465	5.412	11.816
s de fer.....	2.344	3.671	4.153	3.393	2.898	2.036
ls en fer.....	891	51	448	29.596	34.273	42.599
es.....	182	149	333	23.301	23.198	16.623
· marchand.....	5.260	4.538	4.571	154.495	132.769	113.150
res, etc.....	191	144	129	7	»	»
us.....	393	400	415	8.308	9.096	10.296
ers.....	2.816	2.888	2.559	20.327	17.610	13.543
ite moulée.....	1.367	2.032	1.458	12.862	10.551	1.999
erais de fer, etc.....	614.534	833.622	783.322	189.127	240.903	216.747
uille.....	718.204	701.416	656.278	4.276.934	3.889.411	3.515.020
re.....	11.263	20.362	21.841	593.443	576.607	575.632

Angleterre.**STATISTIQUE DES MORTS CAUSÉES PAR L'EXPLOSION DU GRISOU.**Renseignements tirés du journal l'*Iron*.

ANNÉES	Nombre de morts.	Morts par million de tonnes.	ANNÉES	Nombre de morts.	Morts par million de tonnes.	ANNÉES	Nombre de morts.	Morts par million de tonnes.
1856	236	3,28	1864	94	0,89	1872	154	1,24
57	377	5	65	168	1,96	73	100	0,77
58	215	2,90	66	651	6,46	74	166	1,31
59	95	1,21	67	286	2,72	75	288	2,16
1860	863	4,37	68	154	1,47	76	95	0,70
61	119	1,38	69	257	2,37	77	345	2,57
62	190	2,13	1870	185	1,63	78	586	4,45
63	163	1,75	71	269	2,29	79	155	1,01

ACTES ADMINISTRATIFS

DE LA SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

EXTRAITS DES PROCÈS-VERBAUX

DES SÉANCES DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

Séance du 21 septembre 1880.

Présents : MM. Castel, président, Baroulier, Chansselle, Crozet, Desbief, Euverte, Meurgey, Pourcel et Wéry. — S'excusent : MM. Carvès, Coignet, Evrard et Leseure. — Est empêché M. Grand'Eury.

Plusieurs mémoires arrivés depuis la dernière réunion sont soumis à l'examen des membres du Conseil.

Composition du *Bulletin*.

Affaires courantes.

Séance du 16 novembre.

Présents : MM. Castel, président, Allimand, Carvès, Clair, Chansselle, Desbief, Devillaine, Evrard, Grand'Eury, Leseure, Meurgey, Pinel, Pourcel, Villiers et Wéry. — Se fait excuser : M. Euverte.

Cinq membres nouveaux sont admis ; deux membres sont décédés et un membre est démissionnaire.

Il est statué sur la publication de divers mémoires revenus d'examen. Plusieurs mémoires nouveaux sont mis en lecture.

Affaires courantes.

Le Conseil s'occupe ensuite de la création d'un Musée industriel à Saint-Etienne. Après échange d'idées et discussion, le Conseil émet un vote favorable et nomme une Commission pour en étudier les voies et moyens. Cette Commission est composée de MM. Castel, Carvès, Clair, Crozet-Boussingault, Evrard et Euverte ; avec faculté de s'adjoindre d'autres personnes, membres ou non de la Société.

LISTE

DES

PUBLICATIONS REÇUES PAR LA SOCIÉTÉ.

1° Publications périodiques.

Annales des Mines, tome XVII, 3^e liv. de 1880.

Annales du Génie civil, 4 liv., juillet, août, septembre et octobre de 1880.

Annales industrielles, 2^e semestre, 12 livr.

Armengaud, publications industrielles, tome XXVI, 3 livr. de 1880.

Bulletin du Comité des Forges de France, 3 livr. : nos 161, 162 et 163.

Bulletin de la Société d'Encouragement, livr. de juin, juillet et août 1880.

Bulletin mensuel de la Société des anciens élèves des Ecoles d'Arts et Métiers, 4 liv. : de juin, juillet, août et septembre 1880.

Bulletin de la Société industrielle de Mulhouse, 2 livr. : juin-juillet et août septembre 1880.

Journal des Savants, 4 livr. : juillet, août, septembre et octobre 1880.

Jurisprudence générale, par Dalloz : 6^e, 7^e et 8^e cahiers de 1880.

Mémoires publiés par la Société des Ingénieurs civils, 2 livr. : juillet et août 1880.

Résumé des séances de la Société des Ingénieurs civils, 2 liv.

Revue des Sociétés savantes, 3^e livr. du tome II et 1^{re} livr. du tome III, avec la liste des membres titulaires et honoraires.

Revista minera, 13 numéros.

Iron, the Journal of science metals and manufactures, 14 numéros.

Proceedings of the South Wales Institute of Engineers, vol. XII, no 2

Verhandlungen der K. K. Geologischen Reichsanstalt, 2 numéros de 1880.

Zeitschrift für das Berg-Hütten und Salinen-Wesen, 1 livr. de statistique.

Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure, 3 livr. : août, septembre et octobre 1880.

Wochenschrift des Vereines deutscher Ingenieure, 13 numéros.

Jern-Kontorets annaler ny serie Tidskrift för Svenska Bergshand-
teringen Trettiondefjerde årgangen, 7^e livr. de 1880.

2^o Dons faits à la Société.

Statistique et législation comparée. — 1^{re} année. 3 livr. : juillet, août et septembre 1880.

Bulletin de la Société industrielle d'Amiens, tome XVIII^e, nos 1 et 2.

Etude atomique de la molécule du grenat vert des Pyrénées, par
M. de Rey-Pailhade. broch. in-8^o (1880).

Précis analytique des Travaux de l'Académie des Sciences, Belles-
Lettres et Arts de Rouen, pendant l'année 1878-1879, 1 vol. in-8^o.

Rapport sur la situation de l'Industrie minérale et métallurgique
dans la province du Hainaut, pendant l'année 1877, 1 broch.

Rapport sur la situation de l'Industrie minérale et métallurgique
dans la province du Hainaut, pendant l'année 1878, 1 broch.

Rapport sur la situation de l'Industrie minérale et métallurgique
dans la province de Luxembourg, pendant l'année 1878, 1 broch.

Rapport sur la situation de l'Industrie minérale dans la province
de Namur, pendant l'année 1878, 1 broch.

Rapport sur la situation de l'Industrie minérale dans la province
de Namur, pendant l'année 1879, 1 broch.

Etat des industries minières et métallurgiques et des carrières et
de leurs résultats pendant la période décennale 1868-1877, dans
le royaume de Belgique, par MM. F. Jochams et Henri Witmeur,
broch. in-8^o, 1878.

Caisse de prévoyance en faveur des ouvriers mineurs belges, exa-
mens des comptes de l'année 1878, 1 broch.

PRIX-COURANTS

DES CHARBONS ET COKES

AU 15 NOVEMBRE 1880.

A Saint-Etienne.

	la tonne.	
Pérats durs de première qualité	36,0	»
Grêle	26,0	»
Pérats tendres, bonne qualité	29,0	30,0
— qualité ordinaire	26,0	27,0
Charbon pour gaz, première qualité	19,0	20,0
— — deuxième qualité	18,50	19,0
Menu de forge, première qualité	23,0	25,0
— — deuxième qualité	20,0	22,0
Menu lavé forge	18,0	19,0
Charbon de chauffage, première qualité	15,0	16,0
— — deuxième qualité	14,0	»
Menu pour la grosse forge	13,0	14,0
Menu pour fours à chaux	9,0	10,0
Grelassons et débris, premier choix	24,0	28,0
— — deuxième choix	21,0	23,0
Petites chatilles lavées	19,0	21,0
— non lavées	14,0	16,0
Menu fin ordinaire	10,0	10,50
Coke lavé, premier choix	35,0	38,0
— deuxième —	28,0	30,0
Coke lavé et non lavé, pour hauts-fourneaux	24,0	25,0
Petit coke, bonne qualité, pour chauffage	20,0	23,0
— escarbilles	10,0	15,0

SUPPLÉMENT

A LA LISTE DES MEMBRES DE LA SOCIÉTÉ

AU 15 NOVEMBRE 1880.

MEMBRES NOUVEAUX.

- Devillard**, ingénieur aux mines de la Béraudière, près Saint-Etienne.
Graeff, directeur général de la société Hibernia et Shamrock, à Herne (Westphalie), Allemagne.
Lévy (AUGUSTE), ancien élève des Ecoles polytechnique et des Mines, ingénieur des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
Liénard, ingénieur au Corps des mines, directeur de l'Ecole des mineurs, Saint-Etienne.
Marrel (JULES), de la maison Marrel frères, maîtres de forges à Rivede-Gier (Loire).
Supervielle, ingénieur des arts et manufactures, aux Fonderies, Forges et Aciéries de Saint-Etienne.

CHANGEMENTS D'ADRESSES.

- Boutan** (E.), ingénieur des mines, 17, rue Joubert, Paris.
Cajo Ausano, ingénieur au bureau central de l'entretien des chemins de fer méridionaux, cours Garibaldi, à Naples (Italie).
Costeau (RAOUL), ancien élève de l'Ecole polytechnique, ingénieur civil des mines, 57, rue de Passy, Paris.
Cunif (CH.), directeur des forges et aciéries de Bonpertuis, près Voiron (Isère).
Dron (JULES), ingénieur civil, 1, rue de la Briqueterie (Saint-Maurice), Lille (Nord).
Duny (GUSTAVE), directeur-gérant des mines de Saint-Paulet, à Pont-Saint-Esprit (Gard).
Garnier (JULES), ingénieur, place Delaborde, 6, Paris.
Grey (RENÉ), ingénieur-directeur des travaux du fond de la C^{ie} des mines d'Anzin, à Denain (Nord).
Harmet, ingénieur-directeur des Forges et Aciéries de Saint-Etienne.
De Lacroix (ERRINGTON), ingénieur civil des mines, chargé par le Gouvernement français d'une mission scientifique en Malaisie.
Lasserre, ingénieur-directeur des forges de Raismes (Nord).
Patelin (J.), ingénieur aux mines de Lapeau, par Meymac (Corrèze).
Péreyra (G.), chez MM. Marx et C^{ie}, 17, rue Vivienne, Paris.
Périgois (GEORGES), ingénieur civil des mines, contrôleur du matériel au chemin de fer de l'Etat, 42, rue de Chateaudun, Paris.
Rollet (A.), ingénieur métallurgiste, 47, rue de la République, Saint-Etienne.
Saut (L.), ingénieur-directeur de la forge de San-Giovanni, par Florence (Italie).
-

ERRATA

RELATIFS A LA 2^{me} LIVRAISON

1^o Page 365, 12^e ligne : « de façon à ce qu'elle soit à peu près dans le prolongement de celle-ci. »

LISEZ : « de façon à ce qu'elle soit à peu près dans le prolongement de celui-ci. »

2^o Page 381, 8^e ligne : « les coups de sonde qui n'ont pas rencontré le gisement sont marqués sur le plan par une circonférence. »

LISEZ : « les coups de sonde qui n'ont pas rencontré le gisement sont marqués sur le plan par une circonférence et n'ont qu'une cote, celle de l'altitude de la surface du sol. »

3^o Page 381, 30^e ligne : « le chiffre ainsi trouvé est retranché de la cote du sondage correspondant. »

LISEZ : « le chiffre ainsi trouvé est retranché de l'altitude au niveau du sol du sondage correspondant. »

4^o Page 381, dernière ligne : « En résumé la première cote marque l'altitude de l'orifice du sondage par rapport au niveau de la mer et la cote indique, etc. »

LISEZ : « En résumé la première cote marque l'altitude de l'orifice du sondage par rapport au niveau de la mer et la seconde indique, etc. »

5^o Il manque au sondage n^o 26 (voir planche XIII, fig. 10), la cote 140,06 qui marque l'altitude du niveau du sol.

Au sondage n^o 31, au lieu de la cote 103, LISEZ 101,70.

BULLETIN
DE LA
SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE.

ÉTUDE SUR LES CABLES MÉTALLIQUES

ET

RÉSULTATS D'EXPÉRIENCES

SUR LA RÉSISTANCE A LA TRACTION, A LA FLEXION ET A LA TORSION
DES FILS CLAIRS, GALVANISÉS ET RECUITS
D'ACIER, DE FER, DE BRONZE PHOSPHOREUX, AVEC LESQUELS SONT ÉTABLIS
LES CABLES MÉTALLIQUES RONDS ET PLATS POUR MINES, CARRIÈRES,
TRANSMISSIONS DE MOUVEMENT, ETC., ETC.,

Par M. A. GARCENOT,

Ingénieur, inspecteur du matériel du fond de la C^e d'Anzin.

La substitution des câbles métalliques aux câbles en chan- Câbles textiles.
vre et en aloès (chanvre de Manille), dans les puits d'extraction, a été amenée, dans la plupart des cas, par l'approfondissement des puits et l'insuffisance des machines avec l'emploi des câbles textiles.

La résistance maxima, à la rupture, des câbles ronds en chanvre ou en aloès, fabriqués avec des matières de première qualité, varie entre 800 et 1.000 kil. par centimètre carré de leur section réelle.

Les câbles ronds en fils de fer, de même section, fabriqués avec des fils de première qualité, se rompent sous des charges qui varient entre 55 et 65 kil. par millimètre carré de leur section réelle.

A sections égales, les câbles en fer pèsent environ 6 fois plus que les câbles en textiles ; par suite, deux câbles ronds, en fer et en chanvre ou aloès, de même longueur et offrant la même résistance, pèseront à peu près le même poids.

Câbles textiles.

Torons et aussières.

Les petits câbles ronds (*torons*) en chanvre ou en aloès, dont le diamètre ne dépasse pas 18 à 20 millimètres, sont souvent *commis* en une seule opération avec un nombre suffisant de fils de caret ; au-delà de cette dimension, les câbles ronds (*aussières*) sont formés de plusieurs torons d'égale section.

Câbles plats.

Les *câbles plats* sont composés de plusieurs *aussières* juxtaposées et réunies sur un même plan au moyen d'une *couture* faite d'un petit *toron* qui les traverse par l'axe, perpendiculairement à leur longueur, et à des espaces égaux qui varient de 50 à 100 millimètres, selon les dimensions des câbles et des *aussières*.

La résistance des câbles plats en textiles est sensiblement la même que celle des câbles ronds de mêmes sections réelles ; leur raideur est beaucoup plus faible, et très-peu supérieure à la somme de celle des *aussières* qui les composent, c'est-à-dire à celle d'une aussière multipliée par leur nombre.

Les câbles plats forment dans les puits comme de longs rubans suspendus ; pour éviter leur torsion, et, par suite, pour faciliter leur enroulement sur les poulies et molettes et dans les bobines, ils doivent être composés d'un nombre pair d'*aussières* dont la moitié est *commise* dans un sens, à droite, par exemple, et l'autre moitié à gauche ; les *aussières* de torsions contraires alternent dans la composition des câbles.

Les *aussières* des câbles plats en textiles peuvent être et

La torsion des torons est à peu près la même que celle des fils de caret qui les composent ; les fils extérieurs des torons décrivent des hélices dont le pas varie suivant le diamètre du toron, et à peu près dans le même rapport, selon la pratique des mattres-cordiers.

Commettage
des torons
et
des aussières.

Pour un toron de 18 millimètres de diamètre, par exemple, le pas de l'hélice décrite par un fil extérieur varie de 90 à 120 millimètres.

Les fils de caret qui forment les torons sont *commis*, et les torons sont *commis* entre eux pour composer l'*aussière*, avec le même pas, à très-peu près ; cependant, le *commettage* de l'*aussière* est plus fort que celui du toron ; ainsi, une *aussière* de 35 millimètres de diamètre sera formée de trois torons de 18 millimètres de diamètre, *commis* suivant une hélice dont le pas est de 100 millimètres, alors que le fil de caret extérieur du toron décrit autour de celui-ci une hélice dont le pas est de 110 millimètres.

La torsion des fils de caret diminue de la circonférence au centre du toron où elle est nulle pour celui qui forme l'*âme* ou la *mèche*.

Il est évident que l'expérience seule a conduit les mattres-cordiers à suivre cette pratique qui change souvent d'une corderie à l'autre, suivant la nature des textiles employés, la longueur des fibres et leur résistance.

La longueur des fibres du chanvre varie de 0^m,900 à 1^m,50 et quelquefois plus ; celle des fibres d'aloès atteint 2^m,500 et souvent davantage.

Matières
premières.

En général, les aussières destinées à former les câbles plats sont moins tordues que celles destinées à former les câbles ronds et que celles qui travaillent isolément.

Après le filage, la plupart des fils de caret qui sont employés

Câble type. Un bon câble plat en textile doit réunir les conditions suivantes pour offrir la plus grande résistance possible :

1° Etre entièrement formé de filasses de bonne qualité, bien mûres, soigneusement teillées et peignées, de manière à être composées de fibres d'une longueur minima de 0^m,900 à 1^m,000 pour le chanvre, et de 1^m,750 à 2^m,000 pour l'aloès ;

2° Avoir été fabriqué avec des fils de caret de grosseur uniforme et bien régulière, et de même torsion d'un bout à l'autre ;

3° Avoir un commettage bien régulier des torons et des aussières, et une couture qui n'augmente pas sensiblement la raideur des aussières, et par suite du câble, ce qu'il est facile d'obtenir en diminuant le nombre des points, et en serrant le moins possible.

A part le filage qui se fait généralement à la main pour ne pas briser les fibres de la filasse, toutes les autres opérations de la corderie, câblage des torons, commettage des aussières, couture du câble, se font mécaniquement.

Pour éviter l'échauffement des fibres des câbles textiles, et par suite la diminution de leur résistance, il convient, avant leur emploi, de les conserver dans des magasins bien aérés, et, pendant leur travail, de les mouiller fréquemment, surtout les câbles en aloès, qui se tiennent très-bien dans l'eau.

Dans les puits humides, les câbles textiles travaillent donc dans de bonnes conditions.

Câbles métalliques.

La fabrication des cordes et des câbles métalliques comporte les mêmes opérations que celle des cordes et des câbles textiles.

Le diamètre des fils qui les composent varie de 4^m/100 à 2

les diamètres varient généralement de $1^{\text{m}}/^{\text{m}},8$ (n° 12, *jauge de Paris*) à $2^{\text{m}}/^{\text{m}},7$ (n° 16); exceptionnellement, on emploie des fils d'acier n° 10 ($1^{\text{m}}/^{\text{m}},5$ de diamètre) et des fils de fer clairs n° 17 (diamètre 3 millimètres).

Les fils qui sont employés à fabriquer les torons, c'est-à-dire ceux qui travaillent, sont généralement clairs, non recuits, tels qu'ils sortent de la filière; ils forment des paquets de 20 à 23 kil. d'un seul fil.

Un paquet de fil n° 12 (diamètre, $1^{\text{m}}/^{\text{m}},8$) pèse environ 20 kil. ; sa longueur est, en moyenne, de 900 à 1.000 mètres.

Un paquet de fil n° 14 (diamètre, $2^{\text{m}}/^{\text{m}},2$) pèse de 22 à 23 kil. en moyenne; sa longueur varie de 700 à 800 mètres.

Un paquet de fil n° 16 (diamètre $2^{\text{m}}/^{\text{m}},7$) pèse, en moyenne, de 24 à 25 kil., et sa longueur varie de 400 à 500 mètres.

Les fils employés pour coudre les aussières des câbles plats sont recuits après le tréfilage; ils sont roulés en paquets de mêmes poids et de mêmes longueurs que les paquets de fils clairs de mêmes diamètres.

Les fils qui composent tous les torons d'un câble sont du même diamètre; les fils recuits qui servent à coudre les aussières ont souvent des diamètres différents.

Si les cordiers employaient toujours des paquets de mêmes longueurs, les cordes pourraient être formées d'un bout à l'autre des mêmes fils sans solution de continuité, et, en supposant tous les fils à la même tension, et aussi, par suite, tous les torons et toutes les aussières, la résistance d'un câble serait égale à la somme des résistances partielles des fils qui le composent.

Résistance
des câbles.

Mais les paquets de fils ont des longueurs très-variables par suite de tréfilages irréguliers ou de changements souvent inappréciables dans la nature du métal; les cordiers sont donc obligés, pour utiliser tous leurs fils sans trop de déchet, de laisser dans les torons certaines solutions de continuité qui diminuent la résistance de la corde.

Cette diminution est en partie compensée par le câblage ; néanmoins, la résistance des câbles est, en moyenne, réduite par cette pratique de $\frac{1}{15}$ à $\frac{1}{10}$ de la résistance totale des fils employés.

Nature des fils. Selon les cas, les câbles sont établis en fils clairs ou galvanisés, de fer ou d'acier ; depuis quelques années, les fils de bronze phosphoreux sont quelquefois employés, principalement en Autriche et en Allemagne.

Quelle que soit la nature du métal qui les constitue, la fabrication des câbles métalliques ne varie que sur quelques points de détail trop peu importants pour être étudiés à part ; aussi, dans l'étude qui va suivre, aurons-nous exclusivement en vue les câbles *en fils de fer clair*.

Câbles ronds en fer clair. Les câbles ronds en fer clair ayant, à résistance égale, une section de 6 à 7 fois plus faible que celle des câbles textiles, leurs diamètres sont, avec ceux-ci, dans les rapports de 1 à $\sqrt{6}$ ou $\sqrt{7}$, soit à peu près de 1 à 2,5 ; leur roideur étant proportionnellement plus forte que celle des câbles textiles, leur emploi a nécessité, encore plus que pour ceux-ci, l'adoption de petits diamètres de torons et d'aussières, et celle de grands rayons d'enroulement pour les tambours des câbles ronds et pour les bobines des câbles plats ; et, par suite, de grands diamètres pour les poulies sur lesquelles ils doivent s'infléchir.

Les diamètres des torons des câbles en acier et en bronze phosphoreux sont un peu plus faibles que ceux des câbles en fer, même pour des charges plus fortes.

Pour éviter l'écrasement ou l'aplatissement des torons, c'est-à-dire le glissement des fils les uns sur les autres, dans leur passage sur une poulie, ou pendant leur enroulement sur un tambour ou dans une bobine, il est indispensable de remplir par un petit toron en chanvre goudronné ou graissé l'espace libre du centre de la section, et d'enrouler, sans torsion, les fils autour de cette *âme* sur laquelle ils s'appuient; il s'en suit que les âmes métalliques ne remplissant pas entièrement le vide de la section du toron, doivent être rejetées de la fabrication, parce qu'elles n'empêchent pas suffisamment le glissement des fils, et par suite leur frottement, tout en diminuant sensiblement la résistance du câble.

Les torons se composent de 5 à 12 fils au plus, suivant le diamètre de ceux-ci; en fils n° 10 (diamètre, $1^{\text{mm}}/5$), les torons se composent quelquefois de 12 à 14 fils; mais cette pratique est défectueuse et donne de mauvais résultats.

Les fils métalliques ayant une grande longueur, souvent supérieure à celle du câble, leur commettage serait non-seulement inutile, mais nuisible; la torsion qu'ils subiraient, quoique pouvant se tenir dans les limites où l'élasticité du métal n'est pas altérée, n'en diminuerait pas moins leur résistance; la torsion des fils doit donc être aussi faible que possible.

Commettage
des
fils métalliques.

Autour de l'âme du toron, les fils décrivent des hélices dont le pas varie selon le diamètre du toron et des fils et selon la nature du métal; il est clair que plus le rapport de ce pas au diamètre du toron sera grand, plus la raideur de la corde sera faible.

Enroulement
des fils.

Épissure des fils. d'hélice assez petits pour que le frottement entre les bouts du fil qui finit et du fil qui commence, vienne récupérer une partie de la force de résistance qui serait perdue à l'épissure; il y a souvent plusieurs épissures dans un toron de quelques centaines de mètres de longueur.

Pour étudier toutes les parties d'un câble métallique, et par suite ce câble lui-même, tant au point de vue de sa résistance aux efforts de traction qu'au point de vue de sa durée, nous examinerons successivement les diverses phases de sa fabrication et nous étudierons les phénomènes qui se produisent pendant son travail normal.

Nous essaierons ensuite d'en déduire les meilleures règles à suivre dans la fabrication des câbles, ou tout au moins celles qui nous paraissent le plus propres à augmenter leur durée et la sécurité qu'ils peuvent offrir.

**Nombre de fils
des torons.**

Les torons des câbles métalliques, ronds ou plats, ont rarement moins de 5 fils et plus de 12, suivant le diamètre de ceux-ci; le nombre de torons dont se compose un câble dépend de sa longueur et de la charge qu'il doit supporter.

**Torons diminués
(contigus).**

En général, les torons sont diminués, c'est-à-dire que le nombre de leurs fils décroît de l'extrémité qui supporte toute la charge, plus le poids du câble, à l'autre extrémité.

Selon les circonstances du travail des câbles, le point où la suppression d'un fil a lieu, varie de 40 à 50 mètres. En général, les cordiers diminuent leurs câbles de 1 fil par toron par longueur de 150 à 200 mètres.

Cette pratique est seulement en usage pour les câbles en

Quelques câbles d'extraction ont jusqu'à 1.100 mètres de longueur; mais la plus grande partie se tiennent entre 400 et 700 mètres.

Composition
des
câbles plats.

Les câbles de 400 mètres de longueur sont le plus souvent formés en deux bouts, de 200 mètres chacun, le gros et le petit.

Les câbles de 600 mètres et au-delà, jusqu'à 800 mètres, sont formés de 3 bouts : le gros, le moyen et le petit, de 200 à 250 mètres de longueur chacun, en moyenne.

Les gros bouts ont de 8 à 10 fils par toron, les moyens, 7 à 9 fils (*un de moins*) et les petits bouts 6 à 8 (*deux de moins*).

Au-delà de 10 fils au gros bout, surtout quand les fils ont plus de 2 millimètres de diamètre (n° 12, *jauge de Paris*), la roideur des câbles augmente beaucoup et nécessite de très-grands diamètres de poulies, de tambours, de bobines, sans augmenter leur durée.

Les torons des câbles d'extraction en fer sont généralement établis en fils n° 14 (diamètre, $2^{\text{m}}/^{\text{m}}, 2$); on emploie cependant, dans certains cas, les fils n° 12 (diamètre, $1^{\text{m}}/^{\text{m}}, 8$), n° 15 (diamètre, $2^{\text{m}}/^{\text{m}}, 4$), n° 16 (diamètre, $2^{\text{m}}/^{\text{m}}, 7$), et très-rarement le n° 17 (diamètre, 3 millimètres).

Les torons des câbles d'extraction en acier sont établis, selon les cas, en fils n° 12 (diamètre, $1^{\text{m}}/^{\text{m}}, 8$), n° 13 (diamètre, 2 millimètres), et n° 14 (diamètre, $2^{\text{m}}/^{\text{m}}, 2$); rarement on descend au-dessous de ces numéros.

Pour de petits câbles, on a quelquefois employé les fils d'acier n° 11 (diamètre, $1^{\text{m}}/^{\text{m}}, 6$), et n° 10 (diamètre, $1^{\text{m}}/^{\text{m}}, 5$).

Les câbles en bronze phosphoreux demandent à être établis avec des fils du n° 12 au 14, comme les câbles en acier.

Tous les câbles métalliques se fabriquent par les mêmes procédés et avec les mêmes machines; ils ne diffèrent les uns des autres que par de faibles variations dans la torsion des

Fabrication
des câbles
métalliques,

torons et des aussières, dans la composition des âmes, et dans le mode de couture.

Câble
en fer clair
de 600 m.
de longueur.

Nous prendrons pour type de câble métallique le câble plat en fil de fer n° 14, de 600 mètres de longueur, pour puits d'extraction de 425 à 475 mètres de profondeur; il est ordinairement formé de 6 aussières, de 4 torons, de 9 fils au gros bout, et diminué en gros, moyen et petit bout.

Les torons de 600 mètres de longueur ont généralement :

9 fils au gros bout sur 250 ou 300 mètres de longueur,

8 fils au moyen bout sur 175 ou 150 mètres de longueur,

7 fils au petit bout sur 175 ou 150 mètres de longueur.

Le tableau suivant donnant les diamètres des torons et des aussières et de leurs âmes, nous en déduirons les dimensions du câble de 600 mètres, sans la couture :

L'EMPLOYÉ		TORONS				AUSSIÈRES				CABLE DE 600 ^m DE LONGUEUR					
		Diamètre		Diamètres		Nombre des torons.	Diamètres		Nombre des aussières	Gros bout.		Moyen bout.		Petit bout.	
no.	de														
no.	de	Nombre	des	extérieur.	intérieur (me).		extérieur.	intérieur (me).		Largueur.	Epaisseur.	Largueur.	Epaisseur.	Largueur.	Epaisseur.
1	mil. 2,2	6	6,6	mil. 6,6	mil. 2,2	4	mil. 15,93	mil. 2,73	6	"	"	"	"	"	"
2	Id.	7	7,5	mil. 7,5	mil. 3,1	4	mil. 17,40	mil. 2,40	6	"	"	"	"	104 ^{mil} , 40	17 ^{mil} , 40
3	Id.	8	8	mil. 8	mil. 3,6	4	mil. 19,31	mil. 3,31	6	"	115 ^{mil} , 86	19 ^{mil} , 31	"	"	"
4	Id.	9	8,6	mil. 8,6	mil. 4,2	4	mil. 20,76	mil. 3,56	6	124 ^{mil} , 56	20 ^{mil} , 76	"	"	"	"
5	Id.	10	9,4	mil. 9,4	mil. 5	4	mil. 22,69	mil. 3,89	6	"	"	"	"	"	"

**Âmes
des torons.**

Les diamètres des âmes métalliques des torons doivent être ceux indiqués ci-dessus ; quelques cordiers, pour les torons de 6 ou 7 fils, emploient le métal du câble, fer, acier ou bronze ; pour les torons de 8, 9 ou 10 fils, on a parfois établi les âmes en zinc ; ces deux méthodes sont défectueuses, parce que les âmes de fer, d'acier ou de bronze augmentent beaucoup la roideur des torons, et que les âmes en zinc, soumises alternativement à des efforts de traction et de compression, souvent répétés, surtout au contact d'eaux alcalines ou acides, s'oxydent et se divisent rapidement en fragments très-petits, et finissent par disparaître comme broyés par les fils.

Le plus souvent, les âmes des torons sont en chanvre goudronné ou graissé ; et afin qu'elles remplissent bien le vide laissé par les fils métalliques au milieu de la section, on leur donne, avant le câblage du toron, un diamètre égal au diamètre théorique, augmenté d'une fois et demie à deux fois le diamètre du fil.

Les âmes des aussières sont toujours en chanvre ; avant le câblage des aussières, on leur donne un diamètre très-peu supérieur à celui théorique.

**Composition
des aussières.**

Les aussières étant réunies par une couture qui les traverse par l'axe, pour obtenir un câble bien régulier et l'égalité de tension de tous les torons, elles doivent être formées d'un nombre pair de ceux-ci ; ordinairement elles sont formées de 4 torons, parce que les aussières à 6 torons et au-delà demandent des âmes trop fortes, et que la couture fatigue trop pendant le passage sur les molettes et surtout dans les bobines.

**Coutures
des aussières.**

La couture est *plate* ou *ronde*, *simple* ou *double*.

La couture *plate* se compose de fils juxtaposés dans leur

les aussières dans un sens, tandis que l'autre moitié les traverse dans l'autre ; dans ce cas, les fils se croisent dans l'intérieur du câble.

Pour un même nombre de fils du même diamètre, la couture plate est plus large que la couture ronde, et la couture double deux fois moins que la couture simple.

Inversement, la couture ronde est plus épaisse que la couture plate, et la couture double deux fois plus que la couture simple.

Mais la couture ne pouvant avoir qu'une largeur limitée, à largeur égale, la couture plate étant plus large que la couture ronde, elle se composera d'un plus petit nombre de fils, s'ils sont du même diamètre ; de là les différences très-grandes de diamètres de fils de couture employés par certains cordiers, afin de donner à la couture plate une section totale égale à celle de la couture ronde.

Dans le câble de 600 mètres que nous étudions, la distance d'axe en axe de deux points de couture est de 60 millimètres.

Si la couture est plate et composée de 15 fils n° 14 (diamètre $2^{\text{m/m}}, 2$), elle aura 33 millimètres de largeur, et $2^{\text{m/m}}, 2$ d'épaisseur.

Dimensions
de la couture.

Si la couture est ronde et composée de 5 petits torons de 3 fils très-peu câblés, soit également de 15 fils n° 14, par suite du croisement des fils à l'intérieur du câble, elle n'aura que 23 à $28^{\text{m/m}}$ de largeur.

L'épaisseur de la couture varie alors de $2^{\text{m/m}}, 2$ (couture plate) à $4^{\text{m/m}}, 1$ ($D - \frac{1}{2} r \sqrt{3}$) et même à $4^{\text{m/m}}, 4$ ($2D$) pour la couture ronde ; cette dernière, dans son passage à travers les aussières, augmenterait donc beaucoup l'épaisseur du câble si ses fils, par la pression des torons, et, par suite du glissement qui en résulte, ne s'épalaient presque tous les uns à côté des autres, sans se croiser.

D diamètre
du fil,
 r rayon
de la section.

Comparaison
entre
les 2 systèmes
de couture.

La couture ronde, se faisant par torons de 3 fils, est plus rapidement exécutée que la couture plate qui se fait fil à fil ; elle offre plus de résistance à l'ouvrier couseur, et son serrage contre les aussières de bordure est très-faible.

La couture plate, au contraire, est toujours plus serrée que la couture ronde et le serrage des fils souvent inégal, ce qui est un obstacle à l'allongement uniforme des aussières sous la charge de traction en travail normal, et une des principales causes de la torsion des câbles suspendus dans les puits.

La couture plate étant généralement plus serrée que la couture ronde, elle augmente notablement la roideur des câbles plats :

COUTURE SIMPLE D'UN CÂBLE DE 600^m DE LONGUEUR EN FILS N° 14.

Mode de la couture.	GROS BOUT longueur 300 m.			MOYEN BOUT longueur 450 m.			PETIT BOUT longueur 450 m.		
	Composition.	Epais- seur.	Lar- geur.	Composition.	Epais- seur.	Lar- geur.	Composition	Epais- seur.	Lar- geur.
Ronde..	15 fils n° 14 en 5 torons de 3 fils sur 450 mètres.				mil. 4,1 à 4,4	mil. 28 à 23	12 fils n° 14 en 4 torons de 3 fils.	mil. 4,1 à 4,4	mil. 21 à 17
Plate ...	2 fils n° 17	mil. 3	mil. »	3 fils n° 16	2,7	»	»	»	»
	2 fils n° 16	2,7	18,2	»	»	15,3	»	»	»
	2 fils n° 15	2,4	»	3 fils n° 15	2,4	»	6 fils n° 15	2,4	14,4

L'épaisseur de la couture double est deux fois plus forte que celle de la couture simple ; sa largeur est souvent plus faible

diamètre du plus gros fil, et la couture ronde, de 4 à 6 fois le diamètre du fil employé.

Les largeurs réelles du câble de 600 mètres seront donc, après la couture, en supposant parfait le serrage des aussières :

Dimensions
réelles
du câble
de 600 m.

LARGEURS DES DIVERSES PARTIES COMPOSANT LE CÂBLE DE 600 MÈTRES
DE LONGUEUR.

MODE DE LA COUTURE	GROS BOUT sur 300 m. de long.	MOYEN BOUT sur 150 m.	PETIT BOUT sur 150 m.
	mil.	mil.	mil.
Couture plate.....	128,96	120,26	108,80
Couture ronde.....	133,36	124,66	113,20
et les épaisseurs réelles aux passages de la couture,			
Couture plate.....	22,60	19,70	18,8
Couture ronde.....	27,00	24,10	23,2

Pour que le câble puisse s'enrouler sans trop frotter contre les bras des bobines, il faut entre ceux-ci un écartement minimum de 135 à 140 millimètres; il y aurait alors de 6 à 10 millimètres de jeu entre le câble et les bras.

Travail du câble de 600 mètres.

La charge maxima supportée par le câble se trouve à l'enlèvement de la cage chargée au fond du puits.

Charges
du câble.

En travail normal, le câble de 600 mètres, suspendu dans un puits de 450 mètres de profondeur, est soumis, à l'enlèvement du fond, à une charge totale composée de :

Charge utile. — Charbon (4 berlines de 5 hect.) 1.800^k
 Poids mort. { Berlines 1.000^k } 5.100^k
 { Cages 3.300^k }

Il atteint souvent 9.000^k quand on extrait des eaux ou des terres.

En prenant cette charge maxima de 9.000^k comme charge normale, chaque aussière supportera à l'enlevage un poids total de $\frac{9.000^k}{6} = 1.500^k$;

$$\text{Chaque toron} \dots \frac{1.500^k}{4} = 375^k;$$

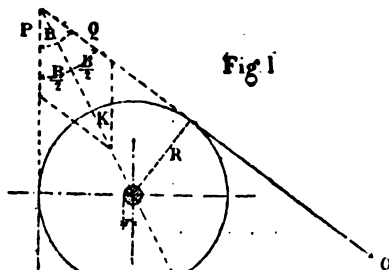
$$\text{Et chaque fil de câble} \dots \frac{375^k}{9} = 41^k,666,$$

ce qui donne, par millimètre carré de la section :

$$\frac{41,666}{3,8} = 10^k,965.$$

Les fils de fer de bonne qualité pouvant supporter une charge de 35 à 40 kil. par millimètre carré de leur section, sans que l'élasticité du métal soit altérée, ce câble de 600 mètres est donc établi dans de très-bonnes conditions de résistance pour supporter la charge maxima en travail normal ; et il devrait durer presque indéfiniment si, en dehors de l'usure extérieure des fils, produite par le frottement sur les molettes et dans les bobines, ne venaient agir d'autres causes de destruction provenant de la fabrication du câble, du milieu dans lequel il travaille, et des conditions mêmes de son travail.

Passage du câble sur sa molette. Supposons le câble passant sur une poulie ou molette (Fig. 1 ci-après) de puits d'extraction.



Soient : R le rayon extérieur de la jante de la molette,

r le rayon du tourillon de la molette,

B l'angle des deux brins du câble,

P la charge totale du câble suspendu dans le puits.

Q la charge ou l'effort du brin de la bobine,

K la résultante des deux forces P et Q,

f le coefficient de frottement des tourillons dans leurs coussinets ;

Pendant l'équilibre, les tensions des deux brins sont égales, et

$$(1) \quad \text{d'où : } K = P \frac{P = Q, \sin. (180^\circ - B)}{\sin. \frac{B}{2}}$$

$$(2) \quad \text{et } \log. K = \log. P. + \log. \sin. (180^\circ - B) - \log. \sin. \frac{B}{2}.$$

Le maximum de K sera obtenu avec

$$B = 0,$$

c'est-à-dire quand les deux brins seront parallèles, et alors,

$$K = 2 P,$$

et le minimum avec

$$B = 180^\circ,$$

c'est-à-dire avec la corde tangente à la molette, et alors,

$$K = 0.$$

La valeur de l'angle B varie de 50° à 75° ; si, dans le cas du câble de 600 mètres, nous faisons :

$$B = 50^\circ$$

$$P = 9.000^k$$

et leur substituons ces valeurs dans l'équation (2), nous aurons :

$$(3) \quad \log. K = \log. 9000 + \log. \sin. (180^\circ - 50^\circ) - \log. \sin. 25;$$

en effectuant les calculs, nous obtenons

dont le moment, par rapport à l'axe de la molette est :
 $f K r$,

Si q est l'effort à produire avec le brin de la bobine pour déterminer le mouvement, son moment est qR , et sa valeur, fonction de K , est

$$(4) \quad q = K f \frac{r}{R};$$

Le plus souvent, en moyenne,

$$R = 1^m,500$$

$$r = 0^m,075$$

$$f = 0^m,07.$$

Si nous remplaçons ces quantités par leurs valeurs dans l'équation (4), nous aurons

$$q = 15966 \times 0,07 \times \frac{0,075}{1,500} = 5^k,588,$$

$$\text{d'où} \quad \frac{q}{Q} = \frac{5,588}{9000} = \frac{1}{1610,5}$$

$$\text{et} \quad q = Q \frac{1}{1610,5}.$$

L'effort q étant très-faible par rapport à l'effort Q , du brin de la bobine, il peut être négligé dans les calculs, de même que ceux qui doivent vaincre les frottements des paliers des cages sur les guides.

Nous supposons donc toujours

$$P = Q.$$

Chocs.

Pendant l'ascension des cages ou des bennes dans les puits, des chocs plus ou moins violents se produisent souvent, soit par suite d'un mauvais entretien des guidages, soit par suite d'un démarrage trop rapide; ces chocs peuvent avoir sur la durée des câbles une influence capitale, en détruisant l'élasticité des fils ou en amenant leur rupture.

p' le poids du câble suspendu dans le puits,

m' sa masse $= \frac{p'}{g}$,

$P = p + p'$ la charge totale du câble, la cage suspendue au fond du puits,

M sa masse,

v la vitesse du câble au moment de l'enlevage,

F l'effort développé par le choc sur la section du câble tangente à la spire sur laquelle il s'enroule dans la bobine,

F' l'effort développé par le choc sur la section du câble de l'attelage de la cage,

Nous aurons

$$(5) \quad F = Mv, \quad F' = mv.$$

La vitesse des cages dans les puits guidés est, en moyenne, de 6 à 7 mètres, et descend rarement au-dessous de 2^m,000.

**Enlevage
avec choc.**

Au départ du fond, lorsque la reprise de la partie repliée du câble atteint souvent 8^m,000 et parfois 9 mètres; si nous prenons le maximum

$$v = 9^m,000,$$

Nous aurons (5) :

$$F = \frac{9000^k \times 9}{9,8088} = 8265^k$$

$$F' = \frac{5100^k \times 9}{9,8088} = 4679^k.$$

Si nous appelons, comme précédemment :

Q la charge totale de la section du câble tangente à la dernière spire de la bobine au moment de l'enlevage,

Q' la charge totale de la section du câble de l'attelage de la cage,

des câbles, les chocs, provenant de manœuvres trop brusques, augmentent donc beaucoup les charges pendant le travail normal et arrivent souvent à le doubler.

Dans le cas choisi comme exemple, au moment du choc, le travail du métal par millimètre carré de la section réelle du câble serait, pour la section tangente à la dernière spire de la bobine,

$$\frac{17.265^k}{6 \times 4 \times 9 \times 3,8} = 21^k,034;$$

et pour la section du câble à l'attelage de la cage :

$$\frac{9779^k}{6 \times 4 \times 7 \times 3,8} = 15^k,318.$$

Ces charges sont relativement élevées ; mais elles n'atteignent pas la limite où l'élasticité du métal est altérée.

Sous des charges de 25 à 35 kil. par millimètre carré de leur section, les fils de fer n° 14, marque *Comté supérieur*, s'allongent de 0^m,0030 à 0^m,0035, sans allongement permanent.

Soumis à un choc violent à l'enlèvement de la cage du fond du puits, le câble que nous étudions s'allongerait à très-peu près de

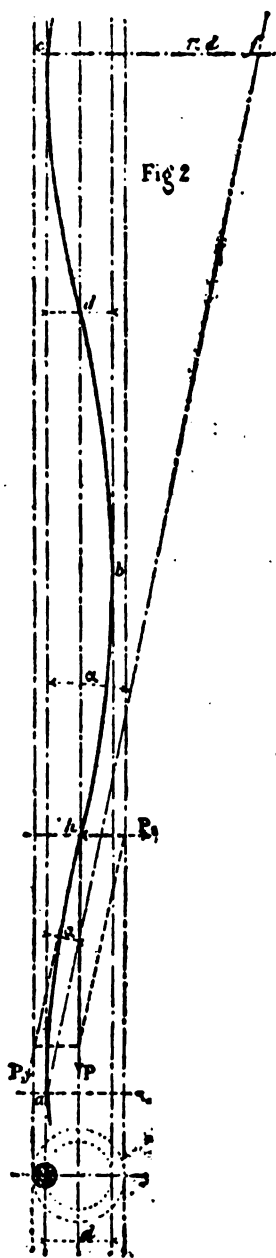
$$0^m,0030 \times 450^m = 1^m,350;$$

il travaillerait en toute sécurité.

Travail des torons et des aussières.

Travail d'un fil. Lorsqu'un câble travaille, l'effort de traction qu'il subit se reporte sur tous les fils qui le composent, parallèlement à l'axe des torons.

Prenons l'un des fils des torons du gros bout du câble de



Soient :

P la charge supportée par chaque fil du toron, parallèlement à l'axe de celui-ci,

P_1 la charge réelle supportée par chaque fil, c'est-à-dire suivant l'axe du fil,

P_2 la pression des fils du toron les uns sur les autres,

α l'angle de la tangente à l'hélice décrite par l'axe du fil autour du cylindre de diamètre d , avec la génératrice de ce cylindre,

d le diamètre de la circonférence qui passe par les axes des fils des torons,

Nous aurons (Fig. 2) :

$$(7) \quad P_1 = \frac{P}{\cos \alpha} \quad \text{et} \quad (8) \quad P_2 = P_1 \sin. \alpha = P \tan. \alpha ;$$

Faisant

$ac = L$, pas de l'hélice de l'axe d'un fil,

$cf = \pi d$, développante de la circonférence passant par l'axe des fils,

Il vient :

$$\cos \alpha = \frac{L}{\sqrt{\pi^2 d^2 + L^2}} \quad \text{et} \quad \tan \alpha = \frac{\pi d}{L}.$$

Remplaçant $\cos \alpha$ et $\tan. \alpha$ par leurs valeurs dans les équations (7) et (8), elles deviennent respectivement :

$$(9) \quad P_1 = P \frac{\sqrt{\pi^2 d^2 + L^2}}{L} \quad \text{et} \quad (10) \quad P_2 = P \frac{\pi d}{L}.$$

P_1 est donc toujours plus grand que P .

Dans le câble de 600 mètres que nous étudions, le cordier

est établi les axes des fils des torons des axes d'hélices d'anneaux

Appliquant les formules (9) et (10) aux torons des aussières du gros bout, nous aurons :

$$P_1 = 375^k \times \frac{\sqrt{(3,14^2 \times 12,16^2) + 240^2}}{240} = 379^k,715$$

$$\text{et } P_2 = 375^k \times \frac{3,14 \times 12,16}{240} = 59^k,660.$$

Le câblage des torons en aussières n'augmente donc pas sensiblement leur charge totale ; mais la pression qu'ils exercent les uns sur les autres est considérable, puisqu'elle atteint le $\frac{1}{6}$ de cette charge. Cette pression diminue du gros bout au petit bout, mais elle existe entre tous les points de la longueur des torons.

La couture qui traverse les aussières est soumise à la pression des torons qu'elle sépare ; et, comme elle est tangente à chacun d'eux, le contact de chacun de ses fils n'a lieu qu'avec deux torons et un ou deux fils au plus de chaque toron.

Pression
des torons
sur
la couture.

Il s'en suit qu'à tous les points de contact entre la couture et les torons, la pression des fils des torons sur la couture est, au maximum, égale à P_2 , et, au minimum, à $\frac{1}{2} P_2$; ce qui, pour le gros bout, donne :

Pression maxima, $59^k,660$,

Pression minima, $29^k,830$.

Le petit bout du câble étant soumis à une charge de 5.100 kil., celle de chaque toron sera :

$$\frac{5100}{6 \times 4} = 212^k,500,$$

$$\text{et } P_2 = 212^k,500 \times \frac{3,14 \times 9,9}{240} = 27^k,524.$$

C'est à très-peu près la moitié de celle exercée par les torons du gros bout.

En tenant compte de l'épaisseur de la couture, qui est de $4^{\text{mm}},4$ (maximum) pour la couture ronde simple, et de 3 millimètres (maximum) pour la couture plate simple, l'augmentation de la pression des torons, résultant de leur écartement, est, avec la couture ronde, de 0,45 à 0,23 de la pression qui existerait sans la couture; avec la couture plate, elle est de $\frac{1}{6}$ au gros bout des aussières, et de $\frac{1}{7}$ au petit bout.

La couture double plate augmente la pression des aussières de $\frac{1}{3}$ au gros bout et de $\frac{2}{7}$ au petit bout.

PRESSION DES TORONS SUR LA COUTURE DU CABLE DE 600 MÈTRES SUSPENDU AVEC SA CHARGE MAXIMA. — LONGUEUR TOTALE SUSPENDUE, 450 MÈTRES.

Sans la couture, $P_2 = \frac{P \pi d}{L}$; Avec la couture, $P_2 = P \frac{\pi d + 2e}{L}$, en appelant e l'épaisseur de la couture.	Sur 150 m.		Sur 450 m.		Sur 150 m.	
	GROS BOUT au point de contact avec la molette.		MOYEN BOUT au milieu de la partie suspendue.		PETIT BOUT à l'attelage de la cage chargée.	
	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.
	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
Sans la couture.....	59,660	29,830	40,988	20,494	27,524	13,762
Avec couture ronde } simple..	73,410	36,705	51,145	25,573	35,315	17,658
} double..	87,160	43,580	61,302	30,651	43,107	21,554
Avec couture plate. } simple..	69,035	34,518	47,221	23,610	31,774	15,887
} double..	78,410	39,205	53,453	26,727	36,024	18,012

PRESSION DES TORONS SUR LA COUTURE DU CABLE DE 600 MÈTRES A L'ENLEVAGE DU FOND, AVEC CHOC, DE LA CHARGE MAXIMA.

(simple	140 825	70 412	106 900	53 445	67 714	33 857
----------	---------	--------	---------	--------	--------	--------

En appliquant aux fils des torons les formules (9) et (10), la Pression des fils sur l'âme des torons.

charge des fils des torons étant :

$$P = (\text{au gros bout, contact de la molette}) . . . 41^k,666$$

$$P = (\text{au milieu de la partie suspendue}) . . . 37^k,135$$

$$P = (\text{au petit bout, attelage de la cage}) . . . 34^k,018$$

nous aurons, en faisant :

$$L = 0^m,110$$

au gros bout,

$$P_1 = 41^k,666 \times \frac{\sqrt{(3,14^2 \times 6,4^2) + 110^2}}{110} = 42^k,355,$$

$$P_2 = 41^k,666 \times \frac{3,14 \times 6,4}{110} = 7^k,612;$$

au milieu du câble,

$$P_1 = 37^k,135 \times \frac{\sqrt{(3,14^2 \times 5,8^2) + 110^2}}{110} = 37^k,640,$$

$$P_2 = 37^k,135 \times \frac{3,14 \times 5,8}{110} = 6^k,148;$$

au petit bout,

$$P_1 = 34^k,018 \times \frac{\sqrt{(3,14^2 \times 5,3^2) + 110^2}}{110} = 34^k,405,$$

$$P_2 = 34^k,018 \times \frac{3,14 \times 5,3}{110} = 5^k,146.$$

L'âme des torons étant comprimée par chacun des fils, la pression totale P , qu'elle subit est égale à celle de deux fils multipliée par la moitié $\frac{n}{2}$ de leur nombre n .

Au moyen bout, c'est-à-dire au milieu du câble,

$$P = 2 \times 37^k,640 = 74^k,280$$

Perte
de résistance
due
aux épissures
des fils.

Sur la longueur totale du câble, un même fil a rarement plus d'une ou deux solutions de continuité ; il s'en suit que le bout du fil qui commence est presque toujours noyé dans l'âme du moyen bout du toron.

Quelle que soit la longueur de la partie noyée dans l'âme, elle augmente sensiblement son diamètre, et, sur cette longueur, le fil se trouve soumis à une pression un peu plus forte que celle qui agit sur l'âme ; l'augmentation varie, selon le diamètre du fil, du $\frac{1}{4}$ au $\frac{1}{5}$ de la pression totale.

Dans le cas actuel, P_t étant cette pression, nous aurons :

$$P_t = 24^k,592 \times \frac{6}{5} = 29^k,510.$$

Si f est le coefficient de frottement du fer et du chanvre sur fer non graissé, et est égal à 0,20 (maximum après quelque temps de service),

L'effort de traction que pourront supporter, sans glissement, le bout du fil qui commence et le bout de celui qui finit, sera :

$$P_t f = 29^k,510 \times 0,20 = 5^k,902;$$

La charge totale de chaque fil au milieu du câble étant

$$P = 30^k,777,$$

celle qu'il peut réellement supporter à l'épissure serait égale à

$$\frac{5^k,902}{30,777} = 0,19$$

de la charge réelle du fil, soit environ $\frac{1}{5}$ de cette charge.

Comme le toron se compose de 8 fils au moyen bout, sa résistance serait diminuée de $\frac{4}{5} = \frac{4}{5}$, soit de $\frac{1}{5}$; c'est la

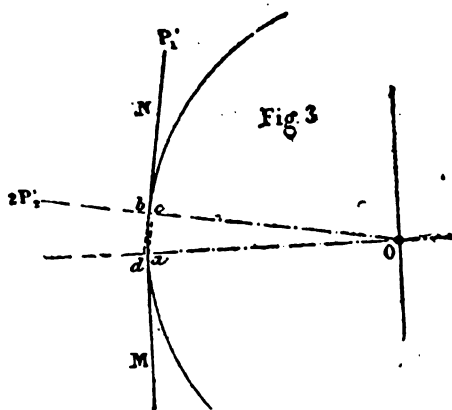
torons des câbles métalliques sans solutions de continuité sur la longueur des fils ; leur résistance deviendrait beaucoup plus grande, et, à résistance égale, leur poids serait diminué de près de $\frac{1}{10}$.

Enroulement des câbles plats.

TRAVAIL DE LA COUTURE.

Passage du câble sur sa molette.

Supposons un câble plat MN s'enroulant sur une poulie (tambour ou molette) de centre O. (Fig. 3 ci-après.)



Soient :

$R = oa = ob$, le rayon de la poulie,

P , la charge du câble suspendu,

P_1 , la tension du brin qui s'enroule sur ab ,

Dans l'équilibre,

$$P_1' = P$$

et si nous négligeons l'épaisseur du câble, très-petite par rapport à R, nous aurons

$$2P_2' = P \frac{S}{R}.$$

L'inflexion du câble au point b produira sur la couture une pression totale égale à

$$(11) \quad \frac{1}{2} (2P_2') = P \frac{S}{2R}.$$

La valeur de S ne pouvant varier que dans des limites très-étroites, le minimum de P_2' sera obtenu avec le maximum de R.

Pour diminuer autant que possible la pression des torons sur la couture, produite par l'enroulement des câbles plats, il est donc indispensable d'employer des molettes de très-grands diamètres et des rayons d'enroulement aussi grands que le permet la puissance des moteurs.

Pour une aussière du câble que nous étudions, au gros bout, la charge étant suspendue au fond du puits,

$$P = \frac{9000^k}{6} = 1500^k,$$

$$R = 1^m,500 \text{ (l'épaisseur du câble pouvant être négligée par rapport à R),}$$

$$S = \frac{0^m,240}{4} = 0^m,060, \text{ (la distance d'axe en axe de deux}$$

points de couture est égale au $\frac{1}{4}$ de la longueur

du pas de l'hélice d'enroulement des torons).

723

u fond a lieu avec choc violent,

$$z = 2877^k,500 \times \frac{0,060}{1,500 \times 2} = 57^k,550.$$

spendue dans le puits,

$$= 1203^k,333.$$

molette, la couture, au milieu du
pression

$$\frac{0,060}{1,500 \times 2} = 24^k,066,$$

etit bout,

$$= 952^k,500 \times \frac{0,060}{1,500 \times 2} = 19^k,050.$$

portée par chacun des points de
: les fils des torons, pendant le
te, est égale à la pression exercée
r charge maxima, augmentée de
réaction de la jante de la molette,

$$P_2 + P'_2.$$

outes les valeurs de P_T aux diffé-
du câble, pendant son travail
de couture :

PRESSIIONS TOTALES SUR LA COUTURE PENDANT LE PASSAGE DU CÂBLE DE 600^m SUR UNE MOLETTE DE 1^m 500 DE RAYON.
LONGUEUR TOTALE SUSPENDUE DANS LE PUIT, 450^m.

	GROS BOUT à l'enlèvement de la cage chargée au fond.				MOYEN BOUT au milieu du câble.				PETIT BOUT avant l'attelage de la cage.			
	Avec choc violent.		Sans choc.		Avec choc violent.		Sans choc.		Avec choc violent.		Sans choc.	
	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.
ture { simple..	169,600	84,800	88,410	44,205	129,317	64,659	63,180	31,590	84,012	42,006	44,840	22,420
nde { double..	195,977	97,989	102,160	51,080	150,425	75,213	73,337	36,669	98,952	49,476	52,632	26,316
ture { simple..	161,207	80,604	84,035	42,018	121,162	60,581	59,256	29,628	77,222	38,611	41,299	20,650
ate { double..	179,192	89,596	93,410	46,705	134,114	67,057	65,488	32,744	85,370	42,685	45,549	22,775

L'examen de ce tableau montre que la couture plate simple est celle qui supporte la pression la plus faible, et la couture ronde double la pression la plus forte.

Enroulement dans la bobine.

Pour qu'un câble puisse s'enrouler sur lui-même entre les bras d'une bobine, il faut que leur écartement soit au moins égal à la largeur maxima du câble, augmentée de l'épaisseur de la couture et de quelques millimètres de jeu pour faciliter l'enroulement.

La largeur du gros bout du câble de 600 millimètres avec couture ronde simple doit être de $133^{\text{m}}/_{36}$, en supposant toutes les aussières et tous les torons parfaitement serrés, ainsi que la couture ; mais, avant d'être mis en travail, les câbles sortant de la corderie ont une largeur un peu supérieure à la largeur théorique, ce qui provient d'un serrage insuffisant des aussières et des torons pendant leur fabrication et du cousage du câble.

Aussi le gros bout du câble de 600 mètres, avec couture ronde simple, avant sa suspension dans le puits, a-t-il, en moyenne, une largeur totale de 138 à 140 millimètres ; il est donc indispensable de donner aux bras des bobines 140 à 145 millimètres d'écartement, afin de laisser 5 millimètres de jeu environ au gros bout.

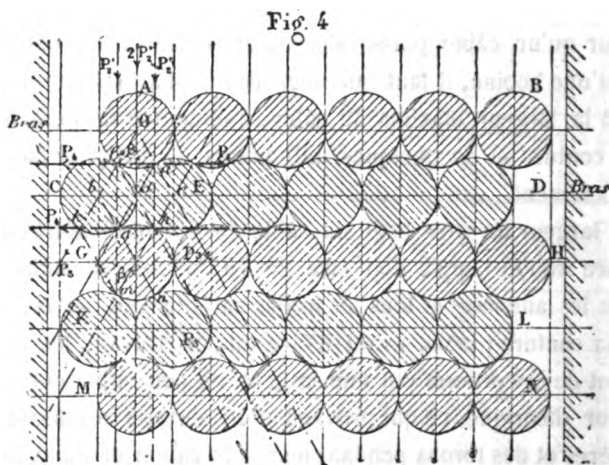
**Ecartement
des bras.**

Il s'en suit que, quelques jours après sa mise en service, le gros bout a 10 à 12 millimètres de jeu entre les bras de la bobine ; et, en supposant leur parallélisme parfait, le jeu du moyen bout sera de 15 à 18 millimètres, et celui du petit bout de 27 à 30 millimètres.

Le diamètre du gros bout des aussières est de $20^{\text{m}}/_{76}$, et

Glissement
des aussières.

en glissant, se placer entre les aussières de la spire sur laquelle il s'appuie, et cela, soit à droite, soit à gauche, selon le jeu qui existe entre le câble et les bras de la bobine, et suivant que l'aussière la plus tendue se trouve à droite ou à gauche.



Pour que cet effet ne se produise pas, il faudrait tout à la fois que le câble fût cylindrique et que les bras de la bobine fussent parfaitement parallèles et distants de la largeur du câble, sans jeu, ce qui est pratiquement impossible pour les grandes profondeurs et pour les anciennes installations où il y a eu des mouvements de terrains à la surface.

Soient :

AB, CD, deux spires du câble enroulé dans sa bobine, la spire AB sur la spire CD, les aussières de la première ayant glissé, et se trouvant entre les aussières de la seconde,
 $2P'_2$ (11) la pression totale de l'aussière A sur les aussières C et E,

Si P_1 est la pression de la spire AB sur la spire CD,

La composante horizontale de P_2 ,

$$(12) \quad P_4 = \frac{P_2}{3} = P'_2 \frac{1}{\sqrt{3}},$$

et sa composante verticale,

$$od = P_2 \frac{\sqrt{3}}{2} = P'_2 \frac{2}{\sqrt{3}} \times \frac{\sqrt{3}}{2} = P'_2.$$

Substituant à P'_2 sa valeur en fonction de P , il vient :

$$(13) \quad P_4 = P \frac{S}{2R\sqrt{3}}.$$

Tant que les aussières des différentes spires seront tangentes entre elles, la valeur de P_4 sera constante, en fonction de P ; mais si

β est la moitié de l'angle boc , formé par les lignes des centres des sections tangentes, les valeurs de

P_2 , od , et P_4 , d'une manière générale, deviennent respectivement :

$$\begin{aligned} P_2 &= 2P'_2 \frac{\sin \beta}{\sin (180^\circ - 2\beta)} = 2P'_2 \frac{\sin \beta}{\sin 2\beta} = 2P'_2 \frac{\sin \beta}{2 \sin \beta \cos \beta} \\ &= P'_2 \frac{1}{\cos \beta} = P \frac{S}{2R \cos \beta}; \end{aligned}$$

$$od = P_2 \cos \beta = 2P'_2 \frac{\sin \beta \cos \beta}{2 \sin \beta \cos \beta} = P'_2 = P \frac{S}{2R},$$

$$(14) \quad \text{et} \quad P_4 = P'_2 \tan \beta = P \tan \beta \frac{S}{2R}.$$

L'examen de ces équations montre :

1° Que la pression des aussières les unes sur les autres est constante, quelle que soit leur position relative, sauf pour les aussières de bordure, qui supportent seulement la moitié de la pression des aussières qui précèdent ou qui suivent lorsqu'elles sont en porte-à-faux ;

2° Que la valeur de la composante horizontale P_4 augmente jusqu'à $\beta = 90^\circ$; sa valeur est alors

$$P_4 = P \frac{S}{2R} \infty;$$

Travail
de la couture.

Si D est le diamètre des aussières en contact,
 $\beta = 90^\circ$,

B , la distance des centres b et c , sera égale à $3D$, et l'écartement des deux aussières sera égal au diamètre de l'une d'elles.

Ainsi, l'effort de traction sur la couture d'un câble plat qui s'enroule dans une bobine augmente en même temps que l'écartement des aussières.

Si nous considérons les deux spires AB et CD , les deux aussières C et B seules sont en porte-à-faux ; les autres, étant soumises à des efforts égaux et opposés, sont en équilibre, et la couture ne travaille réellement qu'entre la première aussière de bordure et la deuxième.

Le rapport $\frac{P}{P_1} = \frac{2R}{S \text{ tang. } \beta}$, et l'équation (14)

indiquent que le diamètre des aussières n'a aucune influence propre sur le travail de la couture, et que ce travail est en raison directe de la charge de chacune d'elles. Il importe donc beaucoup d'augmenter le plus possible le nombre des aussières dont un câble doit être formé, c'est-à-dire de réduire au minimum le nombre de fils dont doit être composé chacun des torons.

Considérés au seul point de vue de la durée de la couture, les câbles en 10 et 12 aussières sont donc préférables aux câbles en 6 ou 8 aussières ; leur durée, et partant leur travail total, doivent être plus grands, et c'est ce que l'expérience confirme.

Lorsque la spire CD s'enroule sur la spire GH , les deux aus-

$$(15) \quad P_4 = P'_2 \times \frac{2}{\sqrt{3}} = P \frac{S}{R \sqrt{3}},$$

et d'une manière générale pour les aussières en porte-à-faux,

$$P_2 = 2 P'_2 \times \frac{1}{\cos. \beta} = P \frac{S}{R \cos. \beta},$$

$$(16) \quad P_4 = 2 P'_2 \text{ tang. } \beta = P \text{ tang. } \beta \frac{S}{R}.$$

La valeur de P_4 , pour l'aussière de bordure C, indique que l'effort déterminé sur la couture de la spire CD, entre les deux aussières C et E, lorsqu'elle s'appuie sur la spire GH, est à très-peu près le double de celui qui est déterminé par l'application de l'aussière A, entre les deux aussières C et E, les valeurs P et R étant très-peu différentes pour deux spires consécutives.

L'effort total de traction $\left(\frac{P_4}{T}\right)$ sur la couture de la spire CD entre les deux aussières C et E, au moment où la spire AB vient s'appuyer sur elles, est donc, en supposant P et R constants pour les deux spires,

$$(16 \text{ bis}) \quad \frac{P_4}{T} = P \frac{S}{2R \sqrt{3}} + P \frac{S}{R \sqrt{3}} = P \frac{S}{R} \times \frac{\sqrt{3}}{2}.$$

Il est clair que cette formule n'est à très-peu près exacte que pour les aussières en porte-à-faux, dans le cas que nous avons choisi; mais, pour déterminer la valeur réelle de $\frac{P_4}{T}$ après l'enroulement successif d'un certain nombre de spires, il faudrait sommer toutes les composantes de $2 P'_2$ et déterminer préalablement celles-ci, pour toutes les aussières, qu'elles soient ou non en porte-à-faux.

Cette détermination n'offre d'intérêt sérieux que pour la partie du câble qui travaille le plus, c'est-à-dire la moitié environ à partir de la section de l'enlevage du fond, qui comprend le gros bout et la moitié du moyen bout; nous verrons, dans les calculs suivants, qu'il nous suffira de déterminer $\frac{P_4}{T}$, selon la formule (16 bis), pour nous rendre compte du travail de la couture dans cette partie du câble.

Longueur
du câble
en réserve
dans
la bobine.

La partie du câble qui reste constamment enroulée dans la bobine est seulement soumise à une série d'efforts de traction et de compression qui diminuent d'intensité depuis la première spire, qui se trouve immédiatement tangente au brin actif du câble, jusqu'à la dernière, qui se repose sur la roulisse de la bobine à laquelle elle est attelée par l'extrémité du gros bout.

Nous pourrions déterminer le nombre des spires qu'il faudrait avoir sur la roulisse, à l'enlevage du fond, pour que l'attelage ne travaillât pas pendant l'enlevage normal avec cage et sans choc ; mais cette partie du câble ne travaillant que très-peu, nous n'avons pas à rechercher comment elle se comporte, attendu qu'elle n'existe que comme appoint, soit pour permettre la réfection des pattes d'attelage des benues ou des cages, soit pour faciliter leur mise au point pendant leur chargement ou leur déchargement aux différents étages d'exploitation.

Cette question du nombre des spires à laisser sur la roulisse n'offre qu'un intérêt très-secondaire ; nous dirons seulement qu'il est bon d'avoir de 4 à 8 tours de câble en réserve, afin de faciliter le service, et qu'il n'est pas prudent de ne conserver qu'un tour, ou deux sur la roulisse, la cage étant au fond du puits.

A partir de l'enlevage du fond, et au fur et à mesure qu'il s'enroule, la charge de la section d'enlevage du câble, tangente à la bobine, diminue du poids de la longueur enroulée ; les pressions sur la couture, pendant le bobinage, vont également en diminuant du gros bout au petit bout.

Lorsque l'enroulement a lieu comme le représente la FIG. 4, les aussières des deux spires AB et CD sont toutes tangentes entre elles, et

La cordée de 450^m de longueur se compose de

Gros bout, longueur,	150 ^m	} 450 ^m
Moyen bout, d°	150	
Petit bout, d°	150	

Après l'enroulement, les distances d'axe en axe des spires seront respectivement :

$$e = \begin{cases} \text{Gros bout, } 20^{\text{m}},76 \times \frac{1,732}{2} = 17^{\text{m}},978 \\ \text{Moyen bout, } 19^{\text{m}},31 \times \frac{1,732}{2} = 16^{\text{m}},722 \\ \text{Petit bout, } 17^{\text{m}},40 \times \frac{1,732}{2} = 15^{\text{m}},068. \end{cases}$$

Il est évident que, sauf aux points de croisement des aussières pendant l'enroulement, ces distances d'axe en axe des aussières représentent leur épaisseur apparente suivant les rayons des spires ; et, les points de croisement des aussières étant disséminés sur toute la circonférence des différentes spires, l'augmentation d'épaisseur apparente qui en résulte n'altérant pas sensiblement sa régularité, nous considérerons les *épaisseurs apparentes seules*, dans les calculs suivants :

**Épaisseur
apparente *e*
du
câble enroulé.**

Si, d'une manière générale, nous appelons :

R_1 le rayon d'enroulement initial dans la bobine,

R_2 le rayon d'enroulement final dans la bobine,

e l'épaisseur apparente du câble enroulé,

n le nombre des spires du câble enroulé,

L la longueur totale de la cordée,

les longueurs de chacune des spires seront :

$$1^{\text{re}} \text{ spire, } 2\pi R_1 = 2\pi R_1 + 0$$

$$2^{\circ} \text{ d° } 2\pi (R_1 + e) = 2\pi R_1 + 2\pi e$$

$$3^{\circ} \text{ d° } 2\pi (R_1 + 2e) = 2\pi R_1 + 4\pi e$$

$$4^{\circ} \text{ d° } 2\pi (R_1 + 3e) = 2\pi R_1 + 6\pi e$$

**Longueurs
des spires.**

$$\begin{aligned}
 1^{\text{re}} \text{ spire, } & 2\pi R_1 p'_1, \\
 2^{\circ} \text{ d}^{\circ} & 2\pi (R_1 + e) p'_1, \\
 3^{\circ} \text{ d}^{\circ} & 2\pi (R_1 + 2e) p'_1, \\
 n^{\circ} \text{ d}^{\circ} & 2\pi [R_1 + e(n-1)] p'_1,
 \end{aligned}$$

Charges
suspendues
après
l'enroulement
de
chaque spire.

et les charges totales suspendues dans le puits, après l'enroulement de chaque spire, seront respectivement :

A l'enlevage du fond, charge totale suspendue, = P;

Après enroulement

$$\begin{aligned}
 \text{de la } 1^{\text{re}} \text{ spire, } & = P - 2\pi R_1 p'_1 \\
 2^{\circ} \text{ d}^{\circ} & = P - 2\pi (2R_1 + e) p'_1, \\
 3^{\circ} \text{ d}^{\circ} & = P - 2\pi (3R_1 + 3e) p'_1, \\
 n^{\circ} \text{ d}^{\circ} & = P - 2\pi \left[nR_1 + \frac{n^2 - n}{2} e \right] p'_1 = p.
 \end{aligned}$$

Pour toutes les spires, les valeurs de $2P'_2$ deviendront respectivement :

$$\text{A l'enlevage du fond, } 2P'_2 = P \frac{S}{R_1};$$

Après enroulement

$$\begin{aligned}
 \text{de la } 1^{\text{re}} \text{ spire, } & 2P'_2 = [P - 2\pi R_1 p'_1] \frac{S}{R_1 + e}, \\
 2^{\circ} \text{ d}^{\circ} & 2P'_2 = [P - 2\pi (2R_1 + e) p'_1] \frac{S}{R_1 + 2e}, \\
 3^{\circ} \text{ d}^{\circ} & 2P'_2 = [P - 2\pi (3R_1 + 3e) p'_1] \frac{S}{R_1 + 3e}, \\
 n^{\circ} \text{ d}^{\circ} & 2P'_2 = \left[P - 2\pi \left[nR_1 + \frac{n^2 - n}{2} e \right] p'_1 \right] \frac{S}{R_1 + ne}
 \end{aligned}$$

Les valeurs correspondantes de P_4 au moment où chacune des spires vient s'appliquer sur celle qui la précède, seront pour les aussières de bordure :

$$\text{A l'enlevage du fond, } P_4 = P \frac{S}{R_1 \sqrt{3}};$$

Après enroulement

$$\begin{aligned}
 \text{de la } 1^{\text{re}} \text{ spire, } & P_4 = [P - 2\pi R_1 p'_1] \frac{S}{(R_1 + e)\sqrt{3}}, \\
 2^{\circ} \text{ d}^{\circ} & P_4 = [P - 2\pi (2R_1 + e) p'_1] \frac{S}{(R_1 + 2e)\sqrt{3}}, \\
 3^{\circ} \text{ d}^{\circ} & P_4 = [P - 2\pi (3R_1 + 3e) p'_1] \frac{S}{(R_1 + 3e)\sqrt{3}},
 \end{aligned}$$

$$n^{\circ} \text{ d}^{\circ} P_4 = \left[P - 2\pi \left[n R_1 + \left(\frac{n^2 - n}{2} e \right) \right] p'_1 \right] \frac{S}{(R_1 + ne) \sqrt{3}}$$

Si nous reprenons maintenant le câble de 600 mètres, s'enroulant sur sa bobine avec un rayon initial d'enroulement

$$R_1 = 1^{\text{m}}, 200;$$

si de la formule, équation (17), nous déduisons la valeur de n , nous aurons successivement :

$$L = 2\pi R_1 n + \pi e n^2 - \pi e n,$$

et, en effectuant, $\frac{L}{\pi e} = n^2 + n \left(\frac{2R_1}{e} - 1 \right)$, d'où :

$$(18) \quad n = \left[\sqrt{\frac{L}{\pi e} + \left(\frac{R_1}{e} - \frac{1}{2} \right)^2} \right] - \frac{R_1}{e} + \frac{1}{2}.$$

Dans cette dernière équation, en remplaçant par leurs valeurs L , R_1 et e , et effectuant les calculs, nous aurons les résultats suivants, après l'enroulement de chaque partie de 150^m de la cordée,

Rayons
d'enroulement.

Après l'enroulement des 150^m du gros bout :

$$R_1 = 1^{\text{m}}, 516. \quad n = 17 \frac{4}{7} \text{ tours (à très-peu près);}$$

Après l'enroulement des 150^m du moyen bout :

$$R_1 = 1^{\text{m}}, 759, \quad n = 32 \frac{3}{4} \text{ tours (à très-peu près);}$$

Après l'enroulement des 150^m du petit bout :

$$R_1 = 1^{\text{m}}, 960, \quad n = 45 \frac{5}{8} \text{ tours (à très-peu près).}$$

Nous pouvons maintenant déterminer la valeur de P_4 pour les aussières de bordure en porte-à-faux de chacune des spires de la cordée ; le gros bout seul ayant très-peu de jeu dans les

Calculs
des efforts
supportés
par la couture.

porte-à-faux du moyen bout s'enrouleront comme celles du gros bout, en alternant à droite et à gauche, mais le jeu qui existera entre les bras permettra peut-être d'avoir successivement deux aussières en porte-à-faux à la fin de l'enroulement des 150 mètres.

Quant au petit bout, il s'enroulera avec 3 aussières en porte-à-faux étagées alternativement à droite et à gauche.

Supposons (Fig. 4) la spire CD s'appuyant sur la spire GH, au moment de l'enlevage du fond de la cage chargée.

Si l'enlevage a lieu sans choc,

$$P = 1.500 \text{ kil.},$$

$R_1 = 1^{\text{m}},200$, les autres valeurs restant les mêmes que précédemment :

$$(11) \quad 2P'_2 = 1500^{\text{k}} \times \frac{0^{\text{m}},060}{1^{\text{m}},200} = 75^{\text{k}},000;$$

$$(15) \quad P_4 = 1500^{\text{k}} \times \frac{0,060}{1,200 \times 1,732} = 43^{\text{k}},303;$$

$$P'_2 = 1500^{\text{k}} \times \frac{0,060}{1,200 \times 2} = 37^{\text{k}},500.$$

Pression sur la couture entre deux torons :

$$P_2 = \begin{cases} \text{maximum, } 74^{\text{k}},410, \\ \text{minimum, } 36,705. \end{cases}$$

Pression totale sur la couture dans son passage à travers une aussière à l'enlevage du fond, à l'enroulement dans la bobine :

$$P_T = 2P_2 + P'_2;$$

$$P_T = \begin{cases} \text{maximum, } 184^{\text{k}},320, \\ \text{minimum, } 110,910. \end{cases}$$

$$f = \begin{cases} \text{maximum, } 0^{\text{k}},200, \\ \text{minimum, } 0,080. \end{cases}$$

Si l'enlevage a lieu avec choc violent,

$$P = 2877^k,500,$$

$$R_1 = 1^m,200,$$

les autres valeurs restant les mêmes, nous aurons :

$$(11) \quad 2P'_2 = 2877^k,500 \times \frac{0^m,060}{1,200} = 143^k,875,$$

$$(15) \quad P_4 = 2877^k,500 \times \frac{0,060}{1,200 \times 1,732} = 83^k,069,$$

$$P'_2 = 2877^k,500 \times \frac{0,060}{1,200 \times 2} = 71^k,938.$$

$$P_2 \begin{cases} \text{maximum,} & 140^k,825, \\ \text{minimum,} & 70,413. \end{cases}$$

$$P_T \begin{cases} \text{maximum,} & 353^k,588, \\ \text{minimum,} & 212,763. \end{cases}$$

$$f \begin{cases} \text{maximum,} & 0^m,200, \\ \text{minimum,} & 0,080. \end{cases}$$

Frottement des torons sur la couture :

$$f P_T = \begin{cases} \text{maximum,} & 353^k,588 \times 0,200 = 70^k,718, \\ \text{moyenne,} & 212,763 \times 0,200 = 42,526, \\ \text{minimum,} & 212,763 \times 0,080 = 17,021. \end{cases}$$

E_c Effort de traction sur la couture :

$$P_4 - f P_T = \begin{cases} \text{minimum,} & 83^k,069 - 70^k,718 = 12^k,351, \\ \text{maximum,} & 83,069 - 17,021 = 66,048. \end{cases}$$

Tous les fils de la couture sont soumis au même effort P_4 au moment de l'enroulement; il n'y aura plusieurs valeurs que pour E_c, selon que la couture du câble sera en contact avec *un* ou *deux* fils des torons.

Lorsque le câble est neuf, les torons ne sont tangents à la couture que par un fil; ce n'est qu'après un certain temps de service, après une certaine usure des fils, qu'il y en a souvent *deux* et très-rarement *trois* en contact.

DÉSIGNATIONS.	VALEURS DES CHARGES ET DES EFFORTS SIMPLÉS									
	(Pour									
	P		R ₁	2 P ₂ P $\frac{S}{R_1}$		P ₄		P ₃		
	Maximum.	Minimum.		Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	
	Q									
A l'enlevage du fond ...	2877 ^k	1500 ^k	1,200 ^m	143,850 ^k	75,000 ^k	83,051 ^k	43,301 ^k	71,925 ^k	37,195 ^k	
Après la 1 ^{re} spire	2858	1490	1,218	140,788	73,399	81,305	42,388	70,391	36,859	
Id. 2° id.	2837	1479	1,236	137,718	71,796	79,532	41,452	68,859	35,859	
Id. 14° id.	2573	1342	1,452	106,322	55,454	61,390	32,015	53,161	27,161	
Id. 15° id.	2549	1329	1,470	104,040	54,245	60,075	31,320	52,020	27,020	
Id. 18° id.	2474	1290	1,533	93,830	50,489	55,910	29,150	48,415	25,415	
Id. 19° id.	2451	1278	1,550	94,877	49,471	54,792	28,560	47,439	24,439	
Id. 31° id.	2167	1130	1,725	75,373	39,304	43,520	22,691	37,687	19,687	
Id. 32° id.	2142	1117	1,743	73,735	38,451	42,572	22,196	36,867	19,867	
Id. 33° id.	2119	1105	1,759	72,270	37,692	41,728	21,760	36,135	18,135	
Id. 34° id.	2096	1093	1,774	70,891	36,967	40,930	21,341	35,446	18,446	
Id. 44° id.	1847	963	1,945	56,977	29,707	32,895	17,150	28,489	14,489	
Id. 45° id.	1822	950	1,960	55,775	29,083	32,204	16,790	27,888	14,888	

(1) La valeur minima de P_2 représente la pression d'un fil de toron sur un fil de la couture en supposant deux fils de torons en contact avec elle, au moment de l'enlevage sans choc.

(2) Les valeurs de P_T représentent la pression totale exercée par les 4 torons de chaque aussière sur la couture qui la traverse, au moment de l'enroulement dans la bobine.

(3) Les valeurs minimum de E_c sont obtenues en retranchant des valeurs maximum de P_4 , les valeurs maximum correspondantes de $f P_T$; ce cas se produit au moment de l'enlevage avec choc, lorsque le câble est oxydé et en mauvais état.

Les efforts réels de traction supportés par la couture varient, du gros bout au petit bout, de 55 à 10 kilog. environ, soit que l'enroulement sur la bobine ait lieu au moment de l'enlevage avec choc de la charge maxima, soit qu'il se fasse dans les conditions normales et sans choc.

Si nous appliquons l'équation (16 bis) aux valeurs déterminées dans le tableau précédent, pour P_4 , P_T , E_c , nous voyons que les valeurs de P_4 seront très-sensiblement augmentées, tandis que les valeurs correspondantes de P_T , qui ne peuvent s'accroître après l'enroulement de chaque spire, que du facteur

Travail
de la couture
après
l'enroulement
de
plusieurs spires
successives.

bobine, avec charge maxima.

LENT AU MOMENT DE L'ENROULEMENT DU BRIN DANS LA BOBINE.

(2) Pr (2 P ₂ + P' ₂)			f		(2) f Pr			(3) Ec (P ₄ - f Pr)		
Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Moyenne.	Minimum.	Minimum.	Moyenne.	Maximum.
k	k	k			k	k	k	k	k	k
36,705	353,525	184,320	0,20	0,08	70,705	28,280	14,745	12,346	28,556	54,771
36,460	350,494	182,540	0,20	0,08	70,099	28,040	14,603	11,206	27,785	53,265
35,566	346,545	178,162	0,20	0,08	69,309	27,720	14,253	10,223	27,199	51,812
32,776	305,005	158,831	0,20	0,08	61,001	24,400	12,706	0,389	19,309	36,990
32,520	301,516	157,205	0,20	0,08	60,303	24,120	12,576	0,228	18,744	35,955
29,773	276,815	144,337	0,20	0,08	55,363	22,144	11,544	0,547	17,606	33,766
29,496	273,715	142,719	0,20	0,08	54,743	21,897	11,416	0,049	17,144	32,895
26,080	237,743	123,974	0,20	0,08	47,549	19,016	9,818	-4,029	12,873	24,504
25,780	234,615	122,345	0,20	0,08	46,923	18,768	9,784	-4,351	12,412	23,804
22,957	212,223	110,672	0,20	0,08	42,445	16,976	8,848	-0,717	12,912	24,752
22,707	209,625	109,312	0,20	0,08	41,925	16,768	8,744	-0,995	12,597	24,172
20,006	181,975	94,878	0,20	0,08	36,395	14,558	7,584	-3,500	9,566	18,337
19,736	179,296	93,486	0,20	0,08	35,859	14,344	7,472	-3,655	9,318	17,860

Les valeurs moyennes de E_c sont obtenues en retranchant, des valeurs minimum de P_4 , les valeurs minimum correspondantes de $f Pr$; c'est le cas d'un câble bien graissé en travail lent.

Les valeurs maximum de E_c ont été obtenues en retranchant des valeurs maximum de P_4 les valeurs moyennes correspondantes de $f Pr$ qui viennent en faisant $f = 0,08$ et Pr maximum; ce qui a lieu lorsque le câble est neuf, au moment de l'enlèvement avec choc. Les valeurs positives de E_c indiquent les efforts réels de traction supportés par la couture.

Les $2 P'_2$ ou P'_2 , seront loin de suivre la même progression; nous aurons alors, pour P_4 , P_T et E_c , les différentes valeurs du tableau suivant, qui complètent celles précédentes, toutes les autres valeurs restant les mêmes.

Nous pourrions déterminer toutes les valeurs de E_c pour une section MN (Fig. 4) du câble, lorsque les différentes spires de sections KL, GH, CD, AB, viennent successivement s'appuyer les unes sur les autres; mais, si nous considérons que les valeurs maximum de E_c n'ont une certaine importance directe pour la couture qu'au moment de l'enlèvement

avec choc, et par conséquent pour le gros bout et le moyen bout seulement, en admettant un jeu assez fort dans les bras des bobines, nous ne déterminerons les valeurs de E_c que pour chaque spire au moment où la spire qui suit vient s'appuyer sur elle, pour la section CD, par exemple, lorsque la section AB s'appuie dessus, comme l'indique la Fig. 4.

Le tableau suivant donne les valeurs minimum de E_c , en supposant l'enlevage sans choc, en faisant

$$(16 \text{ bis}) \quad \frac{P_4}{r} = P \frac{S}{R_1} \times \frac{\sqrt{3}}{2},$$

Enroulement du câble de 60

Le minimum indique les efforts avec l'enlevage sans choc, le maximum pour l'enlevage avec choc.		VALEURS DES CHARGES ET DES EFFORTS QUI								
		P		R ₁	2 P' ₂ (P S R ₁)		P ₄		P ₁	
		Maximum.	Minimum.		Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.
		Q								
Gros bout.	{ A l'enlevage du fond	2877 ^k	1500 ^k	1,200 ^m	143,850 ^k	75,000 ^k	123,704 ^k	64,495 ^k	71,953 ^k	37,500 ^k
	{ Après la 1 ^{re} spire...	2858	1490	1,218	140,788	73,399	121,071	63,114	70,394	36,700
	{ Id. 2 ^e id. ...	2837	1479	1,236	137,718	71,796	118,398	61,700	68,800	35,900
	{ Id. 14 ^e id. ...	2573	1342	1,452	106,322	55,454	91,428	47,675	53,101	27,700
	{ Id. 15 ^e id. ...	2549	1329	1,470	104,040	54,245	89,455	46,632	52,020	27,100
Moy. bout.	{ Id. 18 ^e id. ...	2474	1290	1,533	96,830	50,489	83,306	43,430	48,415	25,200
	{ Id. 19 ^e id. ...	2451	1278	1,550	94,877	49,471	81,629	42,545	47,439	24,700
	{ Id. 31 ^e id. ...	2167	1130	1,725	75,373	39,304	64,806	33,789	37,687	19,400
	{ Id. 32 ^e id. ...	2142	1117	1,743	73,735	38,451	63,384	33,046	36,867	19,200

Pour E_c ,

Les valeurs *maximum* ont été obtenues en retranchant des valeurs *maximum* de P_1 , les valeurs *moyennes correspondantes* de fPr ; c'est le cas de l'enroulement avec choc de deux spires consécutives d'un câble bien graissé et en bon état;

Les valeurs *moyennes*, en retranchant des valeurs *minimum* de P_1 , les valeurs *minimum*

Pression totale sur la couture dans son passage à travers une aussière après l'enlevage sans choc, au moment de l'enroulement de la spire suivante :

$$P_T = 2P_2 + P'_2 + \frac{2P'_2}{2}$$

(en appelant $\frac{2P'_2}{2}$ la pression de l'aussière A sur l'aussière C).

Nous avons supposé que, pour la section CD, l'enlevage a lieu avec choc violent, et l'enroulement de la spire AB, sans choc; les valeurs maximum de E_c ont été déterminées en totalisant celles de P_4 et de P_T pour chacune des deux spires.

la bobine, avec charge maxima.

ENT POUR CHAQUE SPIRE PENDANT L'ENROULEMENT DE LA SPIRE SUIVANTE.

P_2	P_T $(2P_2 + P'_2 + \frac{2P'_2}{2})$			f		$f P_T$			E_c $(P_4 - f P_T)$		
	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Minimum.	Maximum.	Moyenne.	Minimum.	Maximum.	Moyenne.	Minimum.
	k	k	k			k	k	k	k	k	k
1	36,705	423,919	221,020	0,20	0,08	84,782	33,913	17,682	89,791	46,813	38,922
2	36,460	419,353	218,438	0,20	0,08	83,870	33,548	17,475	87,523	45,639	37,201
3	35,566	413,869	213,258	0,20	0,08	82,774	33,110	17,060	85,288	44,640	35,624
4	32,776	357,007	185,954	0,20	0,08	71,401	28,560	14,876	62,868	32,799	20,027
5	32,520	352,405	183,724	0,20	0,08	70,481	28,192	14,698	61,263	31,934	18,974
6	29,773	324,254	169,072	0,20	0,08	64,850	25,940	13,526	57,366	29,904	18,456
7	29,496	320,178	166,944	0,20	0,08	64,035	25,614	13,355	56,015	29,190	17,594
8	26,080	274,610	143,199	0,20	0,08	54,922	21,968	11,455	42,838	22,334	9,884
9	25,780	270,662	141,143	0,20	0,08	54,132	21,653	11,291	41,731	21,755	9,252

7; c'est le cas de l'enroulement sans choc de deux spires consécutives d'un câble tressé et en bon état, travaillant dans des conditions normales; valeurs *minimum*, en retranchant des valeurs *maximum* de P_4 , les valeurs *maximum* pondantes de $f P_T$; c'est le cas de l'enroulement de deux spires consécutives d'un oxydé et en mauvais état.

L'examen des deux derniers tableaux nous donne pour les valeurs maxima de E_c , effort de traction sur la couture entre les deux aussières C et E (Fig. 4) :

$E_c = 54^k,771$, au moment de l'enlevage avec choc de la charge maxima, en supposant le câble neuf et en bon état, et bien graissé ;

$E_c = 28^k,556$ au moment de l'enlevage sans choc ;

$E_c = 46^k,813$, lorsqu'après l'enlevage sans choc, la spire suivante vient s'appuyer sur la première.

$E_c = 89^k,791$, lorsque l'enlevage a lieu avec choc et que la spire suivante vient s'appuyer dessus.

Ces efforts sont des *maximum* qui sont rarement atteints ; et si nous remarquons que la valeur S, distance d'axe en axe de deux points de la couture, a toujours été prise en faisant abstraction de la largeur de celle-ci, toutes les valeurs maximum de E_c devront être sensiblement réduites et ramenées aux $\frac{2}{3}$ des quantités déterminées par le calcul, à très-peu près, suivant la largeur de la couture.

Mais chacun des fils de la couture étant soumis à cet effort de traction E_c , qui tend à écarter deux aussières consécutives, il s'en suit que ces deux aussières s'écarteront si la couture n'est pas bien serrée ; puis, que chacun des fils sera soumis, selon les cas, à des charges qui varieront de :

$$89^k,791 \times \frac{2}{3} = 59^k,861$$

$$\text{à } 28^k,556 \times \frac{2}{3} = 19^k,037,$$

$$\frac{19^k,037}{3,8} = 5^k,010.$$

Après l'enroulement de quelques spires, ces charges seraient presque doublées et atteindraient près de 30 kil. au maximum et 10 kil. au minimum.

Les fils de fer recuits des forges de Franche-Comté, employés pour coudre les aussières de la plupart des câbles plats fabriqués en France, se rompent, en général, sous la charge moyenne de 32 kil. par millimètre carré de leur section, quel que soit leur diamètre, et s'allongent des 0,25 de leur longueur avant la rupture.

La couture du câble de 600 mètres, établie en fils n° 14, sera donc suffisamment résistante, lorsque le câble sera neuf.

Mais, sous la charge maxima de 30 kil. par millimètre carré, les fils recuits s'allongeant beaucoup, si les bras des bobines ne maintenaient pas le câble, les aussières de bordure en porte-à-faux auraient une tendance très-forte à s'éloigner de l'aussière voisine; ce sont donc, en réalité, les bras des bobines qui supportent la plus forte part des efforts Ec, tant qu'il y a très-peu de jeu entre eux et le câble, au gros bout, bien entendu.

Dans la plupart des installations importantes, par suite de la vitesse d'enroulement, et aussi pour faciliter le réglage des molettes, le jeu entre le câble et les bras de sa bobine est de 10 millimètres au moins; quelque faible qu'il soit, à chaque cordée, les aussières de bordure s'éloigneront de l'aussière voisine, pendant l'enroulement, sur une partie du gros bout et du moyen bout, principalement aux démarrages des principaux étages d'exploitation; et, pendant le déroulement du câble, les aussières se rapprocheront sous l'influence de la tension due à leur charge.

Causes
de l'usure
des câbles.

D'un autre côté, bien que les allongements non permanents des fils des torons soient extrêmement faibles, même pendant

l'enlevage avec choc violent des charges maximum, il n'en est pas moins réel qu'au contact de la couture, au moment de l'enroulement dans la bobine, cet allongement, quoique inappréciable, soit suffisant pour déplacer insensiblement les points de contact des fils des torons et de ceux de la couture.

Pendant le travail du câble, il y a donc un déplacement continu des points sur lesquels travaillent en *sens contraires* les fils de la couture et ceux des torons.

Les pressions qu'exercent les torons sur la couture, pendant l'enroulement dans les bobines, étant considérables, l'usure des fils en contact devra être d'autant plus rapide en ces points, que le métal sera moins dur, moins résistant, plus oxydable, et que le graissage sera plus imparfait ; et, comme l'usure diminue la section des deux fils, plus rapide sera l'usure des fils, plus rapide encore sera celle du câble.

Après une certaine usure de ses fils, la couture devra céder sous des efforts relativement faibles, et le câble se découdra souvent sur de grandes longueurs.

Il faut donc absolument bien graisser les câbles plats qui travaillent, et veiller attentivement à ne pas les laisser s'oxyder, car alors leur destruction marche à grands pas, et il est presque impossible d'y remédier.

L'oxydation des câbles métalliques est généralement grande dans les puits humides, principalement dans ceux où l'on extrait les eaux du fond avec des bennes ou des tonnes ; il faut les graisser souvent, avant l'extraction des eaux, quand ils sont le plus secs possibles, pour obtenir leur maximum de travail, en augmentant leur durée.

CONCLUSION.

d'une grande résistance à la traction et à la flexion, et le moins oxydable possible ;

2° Etre formé du plus grand nombre possible d'aussières, en réduisant à son minimum le nombre des fils des torons ;

3° Etre cousu avec les fils d'un métal clair ou recuit, d'une grande souplesse et de la plus grande élasticité, réunies à la plus forte résistance ; par conséquent, le diamètre de ces fils ne devra pas être moindre de $2^{\text{mm}}/2$, 2 (n° 14, jauge de Paris), pour les fils *fer recuit* des forges de Franche-Comté ;

4° Avoir été fabriqué et goudronné dans de bonnes conditions, de manière à faciliter le graissage au moment où il devient nécessaire.

RÉSULTATS D'EXPÉRIENCES

SUR LA RÉSISTANCE DES FILS MÉTALLIQUES

L'examen des résultats obtenus dans les expériences faites sur des fils de différents métaux et de différentes provenances, donnés dans les tableaux ci-après, montre que *l'acier* est le métal le plus avantageux pour établir les aussières et les torons des câbles métalliques, et que le *fil de fer recuit des forges de Franche-Comté* ou *l'acier doux recuit* sont les meilleurs pour obtenir une bonne couture des câbles plats.

Toutes les propriétés d'un bon fil d'acier dépendant de sa résistance à la traction et de son élasticité, les fils les plus convenables, autant au point de vue de la durée qu'à celui

Fils d'acier
clairs.

charge de 45 à 70 kil. par *millimètre carré*, et dont les allongements totaux, au moment de la rupture, se tiennent entre 0,02 et 0,04 de la longueur essayée du fil.

Fils d'acier
galvanisés.

L'acier galvanisé serait préférable à l'acier clair, si l'alliage dont il est recouvert pouvait offrir une dureté et une adhérence suffisantes pour résister aux frottements de la couture ; mais comme il est très-difficile d'obtenir régulièrement, en fabrication courante, un fil d'acier bien galvanisé, on peut considérer les bons câbles en acier galvanisé comme presque impossibles à réaliser, dans l'état actuel de la fabrication des fils.

Fils de fer
clairs.

Les fils de fer clairs, principalement ceux des forges de Franche-Comté, marque *Comté supérieur*, employés couramment depuis l'adoption des câbles métalliques plats, offrent la résistance moyenne et les qualités des fils d'acier très-doux, mais ils sont beaucoup plus oxydables que ceux-ci et s'usent beaucoup plus vite, par l'oxydation et le frottement combinés des torons et de la couture, surtout dans les puits très-humides et chauds, quand on les emploie à l'extraction d'eaux du fond, alcalines ou acides.

Dans les puits secs, ils sont presque aussi avantageux que les câbles en fils d'acier de moyenne résistance, mais ils ont une durée de deux ou trois fois moindre, suivant l'intensité de travail à effectuer.

Fils de fer
galvanisés.

Les fils de fer galvanisés sont toujours plus doux que les fils de fer clairs ; leur résistance à la traction est très-sensiblement plus faible, selon le degré de recuit que le métal a subi pendant son passage dans le bain.

La diminution de résistance éprouvée par les fils galvanisés

Les câbles de fils de fer galvanisés s'oxydent toujours aux points de contact de la couture et des torons, lorsque l'alliage a disparu par suite du frottement.

Aussi, employés dans les mêmes conditions de travail, les câbles en fils de fer clairs de mêmes sections, les câbles en fils de fer galvanisés donnent un travail total inférieur à celui des câbles en fils clairs, tout en offrant beaucoup plus de sécurité.

Il paraît rationnel de les écarter des puits d'extraction.

Les fils clairs de bronze phosphoreux Montefiore ont à peu près la même élasticité que les fils de fer clairs de la région de Franche-Comté, marque *Comté supérieur* ; mais leur résistance à la rupture est beaucoup plus faible, puisqu'elle est comprise entre 40 et 62 kil. par millimètre carré de section droite ; pour travailler en toute sécurité avec ces câbles, il faudrait donc leur donner une section de $\frac{1}{4}$ à $\frac{1}{2}$ plus que celle des câbles en fils de fer clairs, travaillant dans les mêmes conditions.

Le bronze phosphoreux est inoxydable et s'use peu par frottement ; il pourrait être d'un emploi avantageux dans certains cas particuliers ; mais son prix élevé en a toujours fait écarter l'emploi.

Classification des fils métalliques.

JAUGE DE PARIS	JAUGE ANGLAISE DE MM. JONHSON ET NEVEU de Manchester.	Dixièmes de millimètres.
P	25	5
1	24	6
2	23	7
3	22	8
4	21	9
5	20 $\frac{1}{2}$	10
6	20	11
7	19	12
8	18	13
9	17 $\frac{3}{4}$	14
10	17 $\frac{1}{2}$	15
11	17	16
12	16	18
13	15	20
14	14	22
15	13	24
16	12	27
17	11	30
18	10	34
19	8 $\frac{1}{2}$	39
20	7 $\frac{1}{4}$	44
21	6 $\frac{1}{4}$	49
22	5 $\frac{1}{4}$	54
23	4 $\frac{1}{4}$	59
24	3 $\frac{1}{4}$	64
25	2 $\frac{1}{4}$	70
26	1 $\frac{1}{4}$	76
27	0 $\frac{1}{4}$	82
28	00 $\frac{1}{4}$	88
29	000 $\frac{1}{4}$	94
30	0000 $\frac{1}{4}$	100

TABLEAUX
DES
ESSAIS A LA TRACTION
AU DYNAMOMÈTRE ARNHEITER

Fils anglais

Essais à la traction au dynamomètre Arnheiter.

Fils d'acier n° 14 (*jauge anglaise*) provenant d'un câble de Renard n° 2, à Denain, fourni par M. JOHN SHAW, de Sheffield.

ESSAIS A LA TRACTION ET A LA FLEXION DE TORONS COMPOSÉS DE 7 ET 8 FILS, AME COMPOSÉE.

DÉNOMINATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES à 90° avec un congé de 3 m/m dans l'angle nécessaires pour rompre le fil.		OBSERVATIONS
Numéro de fil.		Section	En fil.	Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur 220 m/m de longueur entre les repères.	Permanents.		Avant l'allongement.	Après l'allongement.		
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	En fil.							Totaux en millim.	Proport. tionnels.			Totaux en millim.	
N° 14 fort Diam. d°	N° 14. 27/25 d°	37/25 d°	1	350	88,162	6,4	0,0256	Rupture	...	...			Le fil n° 2, après avoir été rompu, a été essayé à nouveau, il avait, après la rupture, un allongement permanent considérable, puisqu'il n'a plus eu qu'un allongement total de 37/25 à l'essai n° 2 bis.	
			2	378	95,214	7,6	0,0304	Rupture	...	...				
			2bis	370	93,199	3,5	0,0140	Rupture	...	...				
						Entre les repères 300m/m.								
			3	300	75,567	1,7	0,0085	"	...	...				
			"	350	88,162	2,8	0,0140	"	...	...				
			"	360	90,681	3,0	0,0150	"	...	...				
			4	380	93,199	7,8	0,0360	Rupture	...	...	7-8	9-8		
			5	300	73,048	4,5	0,0225	"	...	...				
			6	250	62,148	4,5	0,0225	"	...	...				
			7	300	75,567	7,6	0,0304	Rupture	...	...				
			8	300	75,567	7,6	0,0304	Rupture	...	...				
			9	300	75,567	7,6	0,0304	Rupture	...	...				
			10	300	75,567	7,6	0,0304	Rupture	...	...				

Âme du toron.

250	82,567	0,0060	1,4	6 1/2, 5 1/2, 5 1/2	...
260	75,567	0,0100	...	...	...
300	88,162	0,0300	...	...	...
350	94,459	0,0030	...	...	...
7	50,378	0,0055	0,3	0,0015	...
200	62,973	0,0030	0,6	0,0030	...
300	75,567	0,0105	1,1	0,0055	...
350	88,162	0,0300	...	...	...
7	370	Rupture	t,4	...	...
8	320	Rupture	...	...	...
345	86,902	...	...	...	...
9	93,199	...	...	...	...
10	50,378	0,0028	1,5	6 1/2, 8, 7.	...
11	62,972	0,0016	...	...	...
250	75,567	0,0072	...	...	...
300	81,861	0,0096	...	...	...
325	88,161	0,0168	...	...	...
350	89,420	0,0240	...	...	...
355	90,175	0,0320	1,7	6, 7, 6, 5	...
3	37,783	0,0004	...	...	...
8	50,378	0,0032	...	...	...
200	62,972	0,0010	...	...	...
250	75,567	0,0072	...	...	...
300	81,861	0,0180	...	...	...
340	88,161	0,0254	...	...	...
350	89,420	0,0260	1,6	4 1/2, 6, 5	...
345	86,902	...	1,3	13, 12, 13	...
13	67,506	...	...	...	...
268	62,972	0,0040	...	...	...
14	75,567	0,0056	...	...	...
250	88,161	0,0116	...	...	...
300	91,938	0,0184	...	...	...
365	92,695	0,0240	1,6	6 1/2, 7, 6, 7	...
368	91,938	0,0260	1,5	8, 8, 6, 8	...
15	93,197	0,0304	0,0256	7, 7, 6, 5	...
16	91,938	0,0320	...	...	...
365	85,643	0,0120	1,45	7, 6, 7, 7	...
370	89,420	0,0272	1,8	...	...

Essais à la torsion des fils d'acier de John Shaw.

DÉSIGNATIONS.			NUMÉROS DES ESSAIS.		LONGUEUR DU FIL		DURÉE	OBSERVATIONS	
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Section du fil.	Numéro du fil.	Section du fil.	Avant la torsion, en millim.	Après la torsion, en millim.	de l'expérience en secondes.	de tours amenant la rupture.	
N° 14 forl diam. 2 ^m /m 25		3 ^m /m 2,97	1		162	161,9	25	25	Ce fil s'est très allongé et tordu en spirale avant la rupture.
d°		d°	2		162	162,0	12	13	d°
d°		d°	3		162	162,0	20	18	Ce fil s'allonge beaucoup, se replie sur lui-même.
d°		d°	4		162	162,1/5	3	4	d°
d°		d°	5		162	162,2	12	11	d°
d°		d°	6		162	162,5	3	1	Ce fil s'est tordu sur une longueur de 10 ^m /m seulement.
d°		d°	7		162	162,0	11	8	Torsion irrégulière.
d°		d°	8		162	162,2	33	17	Torsion assez régulière.
d°		d°	9		162	162,5	45	22	Amie du toron. — Torsion assez régulière.
d°		d°	10		162	163,0	45	20	Torsion assez régulière.
d°		d°	11		162	162,0	24	11	Torsion très-régulière.
d°		d°	12		162	158,0	55	14 1/2	Torsion assez régulière, la section de rupture est en sifflet sur 1/2 section.
d°		d°	13		162	162,9	30	11	Torsion irrégulière.
d°		d°	14		162	162,0	81	29	Torsion régulière.

La résistance de ces fils à la rupture par traction est relativement peu élevée puisque la plus grande atteint à peine 95^k. par millimètre carré de la section droite, tandis que la plus petite est de 67^k,506; on peut compter cette résistance comme se tenant habituellement entre 80 k. et 95 k. par millimètre carré.

Ces fils sont d'un acier très-doux et ductile; cependant ils sont peu malléables et offrent une grande raideur lorsque l'on veut les plier; cela tient très-probablement à l'écrouissage qu'ils ont subi dans leur passage à la machine à tordre, et très-évidente dans la section de rupture; le métal est très-irrégulier et son aspect très-blanc.

Les allongements permanents de ces fils ne sont sensibles que vers la charge de 50 k. par millimètre carré; on peut donc les employer couramment dans la fabrication des câbles sous la charge maxima de 25 k. par millimètre carré, mais la raideur de ces fils sera un obstacle à leur emploi avantageux, car ils se brisent facilement sous un choc violent; les allongements totaux de ces fils, au moment de la rupture, atteignent rarement 3 p. 100 de la longueur totale, et sont un indice de leur écrouissage prononcé à la surface.

DÉSIGNATIONS.			NUMÉROS DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRICTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES à 90° avec un congé de 3 = /4 dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.		OBSERVATIONS
N° 16 diam.		Section du fil.	Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	N° 12 1 7/8 d°	N° 10 2 1/2 d°	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur 250 m/m de longueur entre les repères.		Permanent.		Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.	
									Totals en millim.	Proportionnels.	Totals en millim.	Proportionnels.				
N° 16 diam. d°	N° 12 1 7/8 d°	2 7/8 d° 54	1	100	39,370	1,0	0,0040							...	...	1 ^{er} échantillon de fil, 1 ^{er} essai.
"	"	d°	"	150	59,055	1,4	0,0056							...	...	d°
"	"	"	"	200	78,740	1,6	0,0064							...	...	d°
"	"	"	"	250	98,425	2,0	0,0080							...	...	d°
"	"	"	"	270	106,299	2,4	0,0096							...	...	d°
"	"	"	"	290	114,173	2,8	0,0112							...	...	d°
"	"	"	"	310	122,047	3,0	0,0120							...	...	d°
"	"	"	"	320	125,984	3,2	0,0128							...	...	d°
"	"	"	"	340	129,921	3,6	0,0144							...	...	d°
"	"	"	"	350	133,858	4,4	0,0176							...	...	d°
"	"	"	"	352	134,637	5,6	0,0224	Rupture						...	...	d°
"	"	"	2	100	39,370	0,8	0,0032							...	...	1 ^{er} échantillon de fil ; même fil que le n° 4, 3 ^e essai.
"	"	"	"	150	59,055	1,2	0,0048							...	...	d°
"	"	"	"	200	78,740	2,0	0,0080							...	...	d°
"	"	"	"	250	98,425	2,4	0,0096							...	...	d°
"	"	"	"	270	106,299	2,6	0,0104							...	...	d°
"	"	"	"	290	114,173	3,0	0,0120							...	...	d°
"	"	"	"	310	122,047	3,6	0,0140							...	...	d°
"	"	"	"	320	125,984	3,8	0,0152							...	...	d°
"	"	"	"	340	129,921	4,6	0,0180							...	...	d°
"	"	"	"	350	133,858	5,6	0,0224	Rupture						...	...	d°

Essais à la traction de 4 échantillons différents de fils d'acier de provenance anglaise (suite).

DÉSIGNATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS			CHARGES de traction.			ALLONGEMENTS				STRUCTURE.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		OBSERVATIONS
Numéro du fil.		Section du fil.	Totales en kilog.		Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur 230 m/m de longueur entre les repères.		Permanents.		Diamètre en millimètres.		à 90° avec un rouge de 5 m/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.		Avant l'allongement.	Après l'allongement.		
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.					Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en mil lin.	Proportionnels.								
N° 16 diam.	N° 12 1 ^m ,8 de	2 ^m /m ² 54 de	3	100	39,370	0,8	0,0032									2 ^e échantillon de fil, 1 ^{er} essai.	
"	"	"	"	150	59,055	1,2	0,0048									de	
"	"	"	"	200	78,740	1,6	0,0064									de	
"	"	"	"	250	98,425	2,0	0,0080									de	
"	"	"	"	270	106,299	2,4	0,0096									de	
"	"	"	"	290	114,173	2,6	0,0104									de	
"	"	"	"	310	122,047	2,8	0,0112									de	
"	"	"	"	320	125,984	3,0	0,0120									de	
"	"	"	"	340	129,921	3,6	0,0140									de	
"	"	"	"	350	133,858	5,0	0,0200	Rupture								de	
"	"	"	4	100	39,370	0,8	0,0032									2 ^e échantillon de fil, 2 ^e essai.	
"	"	"	"	150	59,055	1,2	0,0048									de	
"	"	"	"	200	78,740	1,6	0,0064									de	
"	"	"	"	250	98,425	2,0	0,0080									de	
"	"	"	"	270	106,299	2,2	0,0088									de	
"	"	"	"	290	114,173	2,6	0,0104									de	
"	"	"	"	310	122,047	3,0	0,0120									de	
"	"	"	"	320	125,984	3,2	0,0128									de	
"	"	"	"	340	129,921	4,0	0,0160									de	
"	"	"	"	345	133,858	4,8	0,0192	Rupture								de	
"	"	"	5	100	39,370	0,8	0,0032									3 ^e échantillon, 1 ^{er} essai.	
"	"	"	"	150	59,055	1,2	0,0048									de	
"	"	"	"	200	78,740	1,6	0,0064									de	
"	"	"	"	250	98,425	2,0	0,0080									de	
"	"	"	"	270	106,299	2,2	0,0088									de	
"	"	"	"	290	114,173	2,6	0,0104									de	
"	"	"	"	310	122,047	3,0	0,0120									de	
"	"	"	"	320	125,984	3,2	0,0128									de	
"	"	"	"	340	129,921	4,0	0,0160									de	
"	"	"	"	345	133,858	4,8	0,0192	Rupture								de	
"	"	"	"	100	39,370	0,8	0,0032									de	
"	"	"	"	150	59,055	1,2	0,0048									de	
"	"	"	"	200	78,740	1,6	0,0064									de	
"	"	"	"	250	98,425	2,0	0,0080									de	
"	"	"	"	270	106,299	2,2	0,0088									de	
"	"	"	"	290	114,173	2,6	0,0104									de	
"	"	"	"	310	122,047	3,0	0,0120									de	
"	"	"	"	320	125,984	3,2	0,0128									de	
"	"	"	"	340	129,921	4,0	0,0160									de	
"	"	"	"	345	133,858	4,8	0,0192	Rupture								de	

Cependant, par le martelage, ces fils s'écroutissent rapidement.

Les fils de la 2^e série, marque *extra-extra*, sont ductiles comme ceux de la 1^{re} série, mais très-durs, et ils offrent de grandes résistances au martelage à froid ; leur résistance à la flexion diminue rapidement, lorsque l'on atteint la limite des allongements permanents des fibres extérieurs, ce qui arrive ordinairement vers la 6^e flexion.

L'acier extra-extra se comporte à la trempe comme un excellent acier pour outils à métaux.

Il est probable que c'est un acier chromé.

A la traction, ces aciers peuvent travailler en toute sécurité :

Ceux de la 1^{re} série, à 40 k. par millimètre carré de leur section droite ;

Ceux de la 2^e série, à 80 k. par millimètre carré de la même section, puisque les allongements permanents de ces deux séries de fils ne commencent qu'au-delà de ces charges ; mais, dans leur emploi pour la fabrication des câbles qui sont exposés aux chocs, il est bon de ne pas dépasser la moitié de ces charges.

Les fils de la 1^{re} série, comme ceux de la 2^e, offrent, dans leurs résistances à la traction, des différences très-sensibles qui paraissent être le fait de l'écroutissement produit par le passage du fil dans la filière ; cependant les fils des plus faibles diamètres sont les moins résistants, et c'est le contraire qui aurait dû se produire.

En ayant égard à leur résistance à la traction et à la flexion, et à leur grande élasticité, les fils de la 2^e série semblent préférables pour fabriquer des câbles à grande résistance ; mais la raideur énorme de ces fils, c'est-à-dire l'effort considérable nécessaire pour les plier, doit les exclure de cet emploi.

Les fils de la 1^{re} série seuls sont dans les conditions voulues pour être employés couramment dans la fabrication des câbles plats et ronds, bien que les écarts de résistance à la traction des échantillons essayés indiquent une production peu uniforme, et une allure irrégulière dans leur fabrication.

Ces fils sont ductiles et malléables ; travaillés à froid, au marteau, ils se sont réduits en rubans de $0\text{m}/\text{m},3$ à $0\text{m}/\text{m},4$ d'épaisseur sans se fendre ni se criquer ; en les martelant sur deux faces perpendiculaires, on a pu leur donner une section carrée à arêtes vives, sans la moindre trace de crique ni de paille, puis les enrouler en hélice sur un mandrin de $5\text{m}/\text{m}$ de diamètre, sans solution de continuité.

Essais à la traction et à la flexion de fils d'acier de provenance allemande, employés par MM. de Mot et Cie à la fabrication de deux câbles de 600^m pour Renard n° 2, à Denain.

DESIGNATIONS.				NUMÉROS DES ESSAIS				CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRACTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		OBSERVATIONS
Numéro du fil.		Section du fil.	Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur 250 m/m de longueur entre les repères.		Permanents.		Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.	à 90° avec un congé de 5 m/m dans l'angle nécessaires pour rompre le fil.				
							Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en mil im.	Proportionnels.								
N° 16 diam.	N° 12 1 ^m /m,8	2 ^m /m ² ,54 d°	1	340	133,858	4,2	0,0210	Rupture	"	"	1,5	5	"	"	"	Après avoir supprimé la charge de 368 ^k , le fil, essayé à nouveau, s'est rompu à 360 ^k ; il y avait eu une détermination sensible de la section du fil au point de rupture.		
"	"	"	2	305	120,079	4,1	0,0205	"	"	"	"	5	"	"	"			
"	"	"	3	305	120,079	4,5	0,0225	"	"	"	"	22, 17, 25	19, 20, 21	13, 11, 12	"			
"	"	"	4	360	141,732	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"			
"	"	"	5	365	143,700	"	"	"	"	"	"	"	16, 15, 15	"	"			
"	"	"	6	348	137,007	4,0	0,0200	"	"	"	"	"	16, 17, 18, 14	12, 12	"			
"	"	"	7	275	108,267	5,2	0,0260	"	"	"	"	"	18, 12, 14, 14	17, 19, 14	"			
"	"	"	8	330	129,921	4,5	0,0225	"	"	"	"	"	15, 14, 15, 12	"	"			
"	"	"	9	368	144,881	4,6	0,0230	"	"	"	"	"	14, 14	15	"			
"	"	"	10	350	137,795	"	"	"	"	"	"	"	12, 12	12	"			
"	"	"	11	300	118,110	2,0	0,0100	0,8	0,0040	"	"	"	"	"	"			
"	"	"	12	320	125,984	2,4	0,0120	"	"	"	"	"	"	"	"			
"	"	"	13	345	135,827	3,2	0,0160	2,4	0,0120	"	"	"	"	"	"			
"	"	"	14	368	144,881	4,4	0,0220	3,2	0,0160	"	"	"	"	"	"			
"	"	"	15	360	141,732	4,6	0,0230	Rupture	"	"	"	14, 14	15	"	"			

Ces fils sont duelles et malléables; ils se travaillent à froid, au marteau, beaucoup plus facilement que les fils de MM. John et Edwin Wright, de Birmingham, et dans tous les essais, se sont montrés à très-peu près comme ceux de la 1^{re} série; ils offrent les mêmes caractéristiques de leur résistance à la traction et à la flexion, et comme eux même, leur section droite, brisée à plus ou moins de 30°, sans se rompre, et leur section droite, brisée à plus ou moins de 30°, sans se rompre.

Réduits par le martelage à froid à une section carrée dont les angles sont vifs, ils s'enroulent ensuite en hélice, sans se criser, sur un mandrin de 4^m/m de diamètre; puis, tordu 7 fois sur 70^m de longueur, ils ne présentent aucune trace de fente ni de crêpe.

Le métal de ces fils paraît être d'une grande homogénéité; après essai, il est épais, et s'est brisé.

Essais à la torsion des fils d'acier précédents.

757

DÉSIGNATIONS.				NOMBRES DES ESSAIS.	LONGUEUR DU FIL		DURÉE. de l'expérience en secondes.	NOMBRE de tours amenant la rupture.	OBSERVATIONS
Numéro du fil.		Section du fil.	Avant la torsion, en millim.		Après la torsion, en millim.				
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.								
N° 16 diam.	N° 12	2 m/m ² , 54	1	160	»	»	24		Dans ces 4 essais la vitesse de torsion a été, à très-peu près, de 2 tours par seconde. Au moment de la rupture, il se dégage une étincelle et les deux sections offrent une surface polie et brillante produite par le frottement; la rupture des fibres ayant lieu successivement de la circonférence au centre.
d°	1 m/m, 8	d°	2	160	»	»	9		Même échantillon de fil. — Dans cette deuxième expérience, il y a eu dégagement d'une étincelle au moment de la rupture.
d°	d°	d°	3	160	»	»	4		La torsion se fait régulièrement sur toute la longueur et elle commence par l'extrémité qui tourne, en allant vers l'autre qui est fixe.
d°	d°	d°	4	160	»	»	19		Ces 2 expériences ont été faites sur le même échantillon; dans les deux cas la rupture s'est produite par arrachement en sifflet.
d°	d°	d°	5	160	»	»	46		Il s'est dégage une étincelle au moment de la rupture.
d°	d°	d°	6	160	»	»	35		Il s'est dégage une étincelle très-vive au moment de la rupture.
d°	d°	d°	7	160	»	»	37		
d°	d°	d°	8	160	»	»	27		
d°	d°	d°	9	160	»	»	31		
d°	d°	d°	10	160	»	»	4		
d°	d°	d°	11	160	»	»	3		
d°	d°	d°	12	160	»	»	22		
d°	d°	d°	13	160	»	»	6		
d°	d°	d°	14	160	»	»	35		

La longueur de la striation
est $6^{\text{m}}/\text{m}$.

[illegible]

DESIGNATIONS.			NOMENCLATURE DES ESSAIS			CHARGES de traction.			ALLONGEMENTS			STRETCHING.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Numéro du fil.	Section du fil.	Jauge de Paris.	N°	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.	Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.		
							Totaux en millim.	Proportionnels.									
N° 14 diam.	N° 14 fort	3 ^m 2,974 d°		1	200	50,327	2,20	0,0076		0,05	0,0002	2,00	10, 11, 17, 12	15, 14, 10	1' 0"	La rupture a eu lieu par arrachement et glissement à peu près par le milieu de la section. Le diamètre du corps du fil était, après la rupture, d'environ 2 ^m /23 sans variation.	
"	"	2 ^m 25 d°		"	210	52,845	2,25	0,0078		0,05	0,0002	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	220	55,361	2,40	0,0083		0,05	0,0002	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	230	57,877	2,45	0,0085		0,10	0,0003	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	250	62,908	2,70	0,0093		0,10	0,0003	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	275	69,199	2,98	0,0103		0,15	0,00052	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	300	75,490	3,20	0,0111		0,25	0,0008	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	325	81,781	3,50	0,0122		0,40	0,0014	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	350	88,072	3,90	0,0135		0,70	0,0024	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	360	90,588	4,00	0,0138		0,80	0,0028	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	370	93,107	4,15	0,0144		0,82	0,0028	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	380	95,620	4,30	0,0149		0,85	0,0029	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	390	98,186	4,50	0,0156		0,95	0,0033	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	400	100,653	4,75	0,0165		1,15	0,0040	"	"	"	1' "		
"	"	"		"	418	105,183	5,55	0,0193	Rupture		"	"	"	"	1' 10"		

Suite des Essais à la traction et à la flexion des fils d'acier clairs de MM. Felten et Guillaume.

DÉNOMINATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS			STRACTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expé- rience à la traction.	OBSERVATIONS
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m, 25	Jauge anglaise.	Section du fil.	Jauge de Parla.	Total en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Total en millim.	Proper- tionnée.	Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.		
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m, 25		3 ^m /m, 2,974 d°		180	45,294	2,10	0,0072	0,025	0,0001				1'	
"	"	"	"	"	190	47,810	2,19	0,0074	0,15	0,0075	"	"	"	1'	"
"	"	"	"	"	200	50,327	2,30	0,0079	0,20	0,0007	"	"	"	1'	"
"	"	"	"	"	210	52,845	2,40	0,0082	0,25	0,0008	"	"	"	1'	"
"	"	"	"	"	220	55,361	2,60	0,0089	0,30	0,0010	"	"	"	1'	"
"	"	"	"	"	250	62,908	2,80	0,0095	0,30	0,0010	"	"	"	1'	"
"	"	"	"	"	275	69,199	3,10	0,0106	0,37	0,0010	"	"	"	1'	"
"	"	"	"	"	300	75,480	3,45	0,0114	0,40	0,0013	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	350	88,072	3,95	0,0135	0,53	0,0018	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	380	95,620	4,45	0,0152	0,85	0,0029	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	400	100,651	4,90	0,0167	1,20	0,0041	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	410	103,170	5,35	0,0183	1,35	0,0047	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	415	104,428	5,55	0,0189	1,40	0,0047	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	425	106,944	5,80	0,0198	1,60	0,0054	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	435	109,461	6,15	0,0207	1,85	0,0063	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	445	111,978	6,45	0,0222	2,10	0,0072	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	455	114,495	6,75	0,0244	2,35	0,0081	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	465	117,012	7,05	0,0266	2,60	0,0090	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	475	119,529	7,35	0,0288	2,85	0,0099	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	485	122,046	7,65	0,0310	3,10	0,0108	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	495	124,563	7,95	0,0332	3,35	0,0117	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	505	127,080	8,25	0,0354	3,60	0,0126	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	515	129,597	8,55	0,0376	3,85	0,0135	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	525	132,114	8,85	0,0398	4,10	0,0144	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	535	134,631	9,15	0,0420	4,35	0,0153	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	545	137,148	9,45	0,0442	4,60	0,0162	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	555	139,665	9,75	0,0464	4,85	0,0171	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	565	142,182	10,05	0,0486	5,10	0,0180	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	575	144,699	10,35	0,0508	5,35	0,0189	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	585	147,216	10,65	0,0530	5,60	0,0198	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	595	149,733	10,95	0,0552	5,85	0,0207	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	605	152,250	11,25	0,0574	6,10	0,0216	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	615	154,767	11,55	0,0596	6,35	0,0225	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	625	157,284	11,85	0,0618	6,60	0,0234	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	635	159,801	12,15	0,0640	6,85	0,0243	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	645	162,318	12,45	0,0662	7,10	0,0252	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	655	164,835	12,75	0,0684	7,35	0,0261	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	665	167,352	13,05	0,0706	7,60	0,0270	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	675	169,869	13,35	0,0728	7,85	0,0279	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	685	172,386	13,65	0,0750	8,10	0,0288	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	695	174,903	13,95	0,0772	8,35	0,0297	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	705	177,420	14,25	0,0794	8,60	0,0306	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	715	179,937	14,55	0,0816	8,85	0,0315	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	725	182,454	14,85	0,0838	9,10	0,0324	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	735	184,971	15,15	0,0860	9,35	0,0333	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	745	187,488	15,45	0,0882	9,60	0,0342	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	755	190,005	15,75	0,0904	9,85	0,0351	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	765	192,522	16,05	0,0926	10,10	0,0360	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	775	195,039	16,35	0,0948	10,35	0,0369	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	785	197,556	16,65	0,0970	10,60	0,0378	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	795	200,073	16,95	0,0992	10,85	0,0387	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	805	202,590	17,25	0,1014	11,10	0,0396	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	815	205,107	17,55	0,1036	11,35	0,0405	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	825	207,624	17,85	0,1058	11,60	0,0414	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	835	210,141	18,15	0,1080	11,85	0,0423	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	845	212,658	18,45	0,1102	12,10	0,0432	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	855	215,175	18,75	0,1124	12,35	0,0441	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	865	217,692	19,05	0,1146	12,60	0,0450	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	875	220,209	19,35	0,1168	12,85	0,0459	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	885	222,726	19,65	0,1190	13,10	0,0468	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	895	225,243	19,95	0,1212	13,35	0,0477	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	905	227,760	20,25	0,1234	13,60	0,0486	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	915	230,277	20,55	0,1256	13,85	0,0495	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	925	232,794	20,85	0,1278	14,10	0,0504	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	935	235,311	21,15	0,1300	14,35	0,0513	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	945	237,828	21,45	0,1322	14,60	0,0522	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	955	240,345	21,75	0,1344	14,85	0,0531	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	965	242,862	22,05	0,1366	15,10	0,0540	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	975	245,379	22,35	0,1388	15,35	0,0549	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	985	247,896	22,65	0,1410	15,60	0,0558	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	995	250,413	22,95	0,1432	15,85	0,0567	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1005	252,930	23,25	0,1454	16,10	0,0576	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1015	255,447	23,55	0,1476	16,35	0,0585	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1025	257,964	23,85	0,1498	16,60	0,0594	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1035	260,481	24,15	0,1520	16,85	0,0603	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1045	262,998	24,45	0,1542	17,10	0,0612	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1055	265,515	24,75	0,1564	17,35	0,0621	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1065	268,032	25,05	0,1586	17,60	0,0630	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1075	270,549	25,35	0,1608	17,85	0,0639	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1085	273,066	25,65	0,1630	18,10	0,0648	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1095	275,583	25,95	0,1652	18,35	0,0657	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1105	278,100	26,25	0,1674	18,60	0,0666	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1115	280,617	26,55	0,1696	18,85	0,0675	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1125	283,134	26,85	0,1718	19,10	0,0684	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1135	285,651	27,15	0,1740	19,35	0,0693	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1145	288,168	27,45	0,1762	19,60	0,0702	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1155	290,685	27,75	0,1784	19,85	0,0711	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1165	293,202	28,05	0,1806	20,10	0,0720	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1175	295,719	28,35	0,1828	20,35	0,0729	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1185	298,236	28,65	0,1850	20,60	0,0738	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1195	300,753	28,95	0,1872	20,85	0,0747	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1205	303,270	29,25	0,1894	21,10	0,0756	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1215	305,787	29,55	0,1916	21,35	0,0765	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1225	308,304	29,85	0,1938	21,60	0,0774	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1235	310,821	30,15	0,1960	21,85	0,0783	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1245	313,338	30,45	0,1982	22,10	0,0792	"	"	"	2'	"
"	"	"	"	"	1255	315,855	30,75	0,2							

N° 14 diam.	N° 14 2°/m, 27	4°/m, 045 d°	les repères.	Alongements non mesurés.	Sur 263°/m entre les repères.	les repères.	1,70	8, 11, 18	16, 22	10, 10	1'	2'
			39,555	160	2,48	0,0088	0,00	0,0000	0,00	0,0000	0'	0'
			44,499	180	42,027	2,60	0,0092	0,10	0,0003	0,08	1'	1'
			46,972	190	44,499	2,75	0,0097	0,20	0,0007	0,10	1'	1'
			49,444	200	46,972	3,05	0,0107	0,45	0,0016	0,15	2'	2'
			74,166	300	49,444	3,48	0,0123	0,65	0,0023	0,70	2'	2'
			86,527	350	98,887	6,05	0,0133	1,80	0,0063	0,90	2'	2'
			98,887	400	108,776	7,70	0,0272	3,50	0,0123	1,30	2'	2'
			108,832	420	108,832	5,85	0,0200	1,45	0,0049	0,0031	2'	2'
			106,304	430	106,304	6,00	0,0205	1,70	0,0058	0,0014	2'	2'
			108,776	440	108,776	6,30	0,0215	1,90	0,0065	0,0049	2'	2'
			111,281	450	111,281	6,70	0,0229	2,10	0,0072	0,0031	2'	2'
			113,721	460	113,721	7,00	0,0239	2,30	0,0078	0,0049	2'	2'
			114,957	465	114,957	7,40	0,0253	2,80	0,0096	0,0031	2'	2'
			116,193	470	116,193	7,85	0,0268	3,15	0,0108	0,0049	2'	2'
			117,479	475	117,479	8,25	0,0283	3,40	0,0116	0,0031	2'	2'
			118,685	480	118,685	9,00	0,0308	4,10	0,0140	0,0031	2'	2'
			119,901	485	119,901	9,50	0,0325			0,0031	2'	2'
			119,901	485	119,901	10,00	0,0342	Rupture	en 2'30"	0,0031	2'	2'
			113,235	450	113,235		Alongements non mesurés.				0'	0'
N° 14 diam.	N° 14 2°/m, 25	3°/m, 974					1,70	8, 11, 18	16, 22	10, 10	1'	2'
							1,70	16, 10, 11	17, 10, 14	17, 10, 14	2'	2'
											1'	1'
											1'	1'
											1'	1'
											2'	2'
											2'	2'
											1'	1'

Ce fil provient du même
morceau que l'échantillon
précédent.

Ce fil provient du même
morceau que les échan-
tillons 3 et 4.

Suite des Essais à la traction et à la flexion des fils d'acier clairs de MM. Felten et Guillaume.

DÉSIGNATIONS.		NOMBRES DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS			STRACTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.		OBSERVATIONS
N° 16 diam.	N° 12 1 ^m /m,85	2 ^m /m ² ,69 de	Section du fil.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanents.	Diamètre en millimètres.	à 90° avec un congé de 5 ^m /m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.		Avant l'allongement.	Après l'allongement.		
						Totaux en millim.	Propor- tionnels.								
N° 16 diam.	N° 12 1 ^m /m,85	6	2 ^m /m ² ,69 de	150	55,762	2,80	0,0095	0,00	0,0000	16, 17, 19	10, 16, 14	2'	"		
"	"	"	"	160	59,480	3,05	0,0103	0,15	0,0005	"	"	1'	"		
"	"	"	"	170	63,197	3,20	0,0108	0,30	0,0010	"	"	"	"		
"	"	"	"	180	66,914	3,30	0,0112	0,40	0,0013	"	"	2'	"		
"	"	"	"	200	74,349	3,55	0,0120	0,45	0,0015	"	"	1'	"		
"	"	"	"	250	92,937	4,35	0,0147	0,70	0,0024	"	"	1'	"		
"	"	"	"	300	111,524	6,30	0,0213	2,20	0,0075	"	"	2'	"		
"	"	"	"	318	118,215	7,70	0,0261	Rupture	1,45	"	"	0' 45"	"		
						Sur 303 ^m /m entre les repères.									
N° 16 diam.	N° 12 1 ^m /m,85	7	2 ^m /m ² ,69 de	150	55,762	3,25	0,0107	0,15	0,0005	10, 22, 24	14, 14, 18	1'	"		
"	"	"	"	160	59,480	3,40	0,0112	0,30	0,0010	"	"	1'	"		
"	"	"	"	170	63,197	3,65	0,0120	0,40	0,0013	"	"	1'	"		
"	"	"	"	180	66,914	3,75	0,0124	0,60	0,0020	"	"	1'	"		
"	"	"	"	200	74,349	4,00	0,0132	0,80	0,0026	"	"	1'	"		
"	"	"	"	250	92,937	5,00	0,0165	1,40	0,0040	"	"	1'	"		
"	"	"	"	300	109,407	8,00	0,0210	1,90	0,0053	"	"	2'	"		
"	"	"	"	318	118,215	9,30	0,0244	3,00	0,0130	"	"	2'	"		
Au moment de la rupture, le charbon s'émancipait de la gaine.															

N° 16 diam.	N° 12 1"/m, 85	2"/m, 69	8	52,035	3,35	0,0115	0,40	0,00137	16, 17, 14	1'
"	"	"	140	55,762	3,50	0,0120	0,45	0,00154	"	1'
"	"	"	160	59,480	3,70	0,0127	0,75	0,00237	"	1'
"	"	"	175	65,056	3,95	0,0135	1,20	0,0041	"	1'
"	"	"	200	74,349	4,40	0,0151	1,40	0,0018	"	1' 30"
"	"	"	250	92,937	5,30	0,0182	1,65	0,0056	"	2'
"	"	"	275	102,230	5,90	0,0202	2,00	0,0068	"	2'
"	"	"	285	105,948	6,40	0,0219	2,40	0,0082	"	2'
"	"	"	290	107,807	6,75	0,0231	2,55	0,0087	"	2'
"	"	"	295	109,466	7,20	0,0247	2,90	0,0099	"	2'
"	"	"	300	111,524	7,80	0,0267	3,70	0,0126	"	2'
"	"	"	302	112,268	8,50	0,0291	Rupture	1,40	0'	30"

Les 3 échantillons n° 6, 7 et 8, ont été pris dans le même fil. à peu de distance les uns des autres.

N° 16 diam.	N° 12 1"/m, 80	2"/m, 54	9	55,118	1,90	0,0065	0,20	0,0007	20, 21, 12	20, 17, 23	1'
"	"	"	150	59,055	2,25	0,0077	0,30	0,0010	"	"	1'
"	"	"	160	62,992	3,10	0,0106	0,40	0,0014	"	"	1'
"	"	"	200	78,740	4,00	0,0137	0,95	0,0025	"	"	1'
"	"	"	250	98,425	5,30	0,0182	1,70	0,0058	"	"	1'
"	"	"	280	110,236	6,60	0,0226	2,20	0,0075	"	"	1'
"	"	"	290	114,173	7,15	0,0245	3,15	0,0108	"	"	2'
"	"	"	298	117,323	7,80	0,0267	3,60	0,0123	"	"	1'
"	"	"	305	120,079	8,60	0,0294	4,30	0,0147	"	"	1'
"	"	"	310	122,047	9,70	0,0332	Rupture	1,40	"	0'	30"
N° 11 diam.	N° 17 3"/m, 00	7"/m, 065	10	28,309	3,60	0,0122	0,50	0,0017	10, 10, 10	10, 9, 10	1'
"	"	"	225	31,847	3,80	0,0130	0,50	0,0017	"	"	1'
"	"	"	250	35,386	4,05	0,0138	0,90	0,0031	"	"	1'
"	"	"	300	42,463	4,40	0,0150	1,00	0,0034	"	"	1'
"	"	"	325	46,002	4,80	0,0163	1,10	0,0037	"	"	1'
"	"	"	350	49,540	5,00	0,0169	1,15	0,0039	"	"	1'
"	"	"	400	56,618	5,40	0,0183	1,20	0,0041	"	"	1'
"	"	"	450	63,695	5,75	0,0195	1,30	0,0044	"	"	1'
"	"	"	500	70,872	6,20	0,0210	1,40	0,0047	"	"	1'

Suite des Essais à la traction et à la flexion des fils d'acier clairs de MM. Fellen et Guillaume.

DÉNOMINATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRACTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.		OBSERVATIONS
Nombro de fil.		Section de fil.	Total en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanents.	Proportionnels.		Avant l'allongement.	Après l'allongement.	Diamètre en millimètres.	à 90° avec un cougé de 5°/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.		à la traction.			
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.				Totaux en millim.	Proportionnels.		Totaux en millim.	Proportionnels.									
N° 11 diam.	N° 17 3 ^m /m,00	7 ^m /m ² ,065	575	81,488	Sur 293m/m entre les repères (voir 14)													
"	"	"	625	88,465	7,00	0,0237	1,60	0,0054	"	"	"	"	"	"	"	1' 30"		
"	"	"	675	95,642	7,40	0,0251	1,90	0,0064	"	"	"	"	"	"	"	1' 30"		
"	"	"	725	102,620	8,60	0,0292	2,10	0,0071	"	"	"	"	"	"	"	1' 30"		
"	"	"	750	106,158	9,00	0,0305	2,15	0,0073	"	"	"	"	"	"	"	1' 30"		
"	"	"	785	111,112	9,60	0,0325	2,90	0,0098	"	"	"	"	"	"	"	1' 30"		
"	"	"	825	116,774	10,75	0,0364	3,10	0,0105	"	"	"	"	"	"	"	2'		
"	"	"	835	118,190	11,30	0,0383	4,10	0,0139	"	"	"	"	"	"	"	2' 30"		
"	"	"	850	120,313	12,10	0,0410	4,50	0,0153	"	"	"	"	"	"	"	2' 30"		
"	"	"	860	121,728	13,80	0,0467	5,30	0,0179	"	"	"	"	"	"	"	2' 30"		
						Rupture												
						Sur 287m/m entre les repères.												
N° 11 diam.	N° 17 3 ^m /m,00	7 ^m /m ² ,065	150	21,232	2,50	0,0087	0,00	0,0000										
"	"	"	175	24,770	2,80	0,0098	0,00	0,0000										
"	"	"	180	26,893	2,90	0,0101	0,00	0,0000										
"	"	"	200	28,009	3,00	0,0105	0,02	0,0001										
"	"	"	210	29,724	3,10	0,0108	0,05	0,0002										
"	"	"	225	31,547	3,50	0,0111	0,10	0,0003										
"	"	"	235	33,203	3,80	0,0122	0,15	0,0004										
"	"	"	300	50,018	4,70	0,0151	0,20	0,0007										

N° 11 diam.	N° 17 3 ^m /m, 00	7 ^m /m, 063 d°	500	70,872	Sur 287 ^m /m entre les repères.			0,50 0,80 1,50 2,50 4,25 5,40 Rupture	0,0017 0,0028 0,0052 0,0087 0,0148 0,0188 2,30				1' 30" 1' " 2' " 3' " 5' " 4' " 0' 30"
					5,60	0,0195	0,50						
"	"	"	600	84,927	6,55	0,0228	0,80	"	"	"	"	"	"
"	"	"	700	99,081	7,70	0,0268	1,50	"	"	"	"	"	"
"	"	"	800	113,235	9,55	0,0333	2,50	"	"	"	"	"	"
"	"	"	840	118,897	11,60	0,0404	4,25	"	"	"	"	"	"
"	"	"	850	120,313	12,70	0,0443	5,40	"	"	"	"	"	"
"	"	"	860	121,728	13,70	0,0478	Rupture	"	"	"	"	"	"
1 ^{er} PAQUET													
N° 11 diam.	N° 17 3 ^m /m, 00	7 ^m /m, 065 d°	12	895	126,680	"	"	"	"	"	"	"	"
			13	890	125,973	"	"	"	"	"	"	"	"
			14	905	128,096	"	"	"	"	"	"	"	"
			2 ^e PAQUET										
"	"	"	15	860	121,727	"	"	"	"	"	"	"	"
"	"	"	16	885	125,265	"	"	"	"	"	"	"	"
"	"	"	17	872	123,425	"	"	"	"	"	"	"	"
1 ^{er} PAQUET													
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m, 20	3 ^m /m, 80	18	490	128,947	"	"	"	"	"	"	"	"
			19	480	126,316	"	"	"	"	"	"	"	"
			20	495	130,263	"	"	"	"	"	"	"	"
			2 ^e PAQUET										
"	"	"	21	512	160,526	"	"	"	"	"	"	"	"
"	"	"	22	504	132,632	"	"	"	"	"	"	"	"
"	"	"	23	505	132,895	"	"	"	"	"	"	"	"
3 ^e PAQUET													
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m, 195	3 ^m /m, 78	24	480	126,984	"	"	"	"	"	"	"	"
			25	483	127,778	"	"	"	"	"	"	"	"
			26	475	125,661	"	"	"	"	"	"	"	"
			4 ^e PAQUET										
diam.	2 ^m /m, 195	3 ^m /m, 78	27	507	134,127	"	"	"	"	"	"	"	"
			28	528	139,682	"	"	"	"	"	"	"	"
			29	525	138,889	"	"	"	"	"	"	"	"
			29	525	138,889	"	"	"	"	"	"	"	"

Tous les essais eivrents
du n° 12 au n° 99 inclus
ont été faits sur des pa-
quets de 3 échantillons
provenant du même rou-
leau et par suite du même
al.

Tous les sauts suivants
du n° 12 au n° 59 inclus
ont été faits sur des pe-
quets de 3 échantillons
provenant du même rou-
leau et par suite du même
fil.

Suite des Essais à la traction et à la flexion des fils d'acier clairs de MM. Felten et Guillaume.

DÉSIGNATIONS.			NUMÉROS DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRICKTON.		NOMBRES DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Numéro du fil.	Section du fil.	Jauge de Paris.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanent.		Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.					
						Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.								
N° 14 diam.	2 ^m / _m , 18	3 ^m / _m ² , 73	"	5 ^e PAQUET			"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
				30	463	125,469	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
				31	462	123,861	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
				32	455	121,984	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
diam.	2 ^m / _m , 20	3 ^m / _m ² , 80	"	6 ^e PAQUET			"	"	"	"	"	"	"	"	"		
				33	515	135,526	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
				34	518	136,315	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
				35	548	144,211	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
diam.	2 ^m / _m , 19	3 ^m / _m ² , 765	"	7 ^e PAQUET			"	"	"	"	"	"	"	"	"		
				36	475	126,162	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
				37	485	128,818	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	
				38	485	128,818	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	

Essais à la traction et à la flexion de fils d'acier galvanisé de provenance anglaise, ayant servi à la confection de câbles plats qui ont travaillé à la fosse Casimir Périer du 16 juillet 1863 au 26 janvier 1868.

— Fournisseur, Harmeries, à Anzin.

(A LA TRACTION.) — ESSAIS AU DYNAMOMÈTRE ARNHEIMER.

DÉSIGNATIONS.				NOMBRES DES ESSAIS				CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRICTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES à 90° avec un congé de 5 m/m dans l'angle nécessaires pour rompre le fil.		OBSERVATIONS
Numéro du fil.		Section du fil.		Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur 230 m/m de longueur entre les repères.		Permanents.		Diamètre en millimètres.		Avant l'allongement.	Après l'allongement.					
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Totaux en millim.	Proportionnels.			Totaux en mil im.	Proportionnels.											
N° 16 diam.	N° 12 1 m/m, 8	2 m/m ² , 54 d ^e	1	50	19,685	0,0	0,0000	0,00	0,0000	0,00	0,0000	0,00	0,0000	0,00	0,0000	Ces fils proviennent de la maison Richard Johnson, de Manchester.		
"	"	"	"	100	39,370	0,4	0,0016	0,16	0,0064	0,16	0,0064	0,16	0,0064	0,16	0,0064	"		
"	"	"	"	150	59,055	1,0	0,0040	0,40	0,0160	0,40	0,0160	0,40	0,0160	0,40	0,0160	"		
"	"	"	"	175	68,898	1,2	0,0048	0,48	0,0192	0,48	0,0192	0,48	0,0192	0,48	0,0192	"		
"	"	"	"	200	78,740	1,4	0,0066	0,56	0,0224	0,56	0,0224	0,56	0,0224	0,56	0,0224	"		
"	"	"	"	225	88,583	1,6	0,0064	0,64	0,0256	0,64	0,0256	0,64	0,0256	0,64	0,0256	"		
"	"	"	"	250	98,425	1,8	0,0072	0,72	0,0288	0,72	0,0288	0,72	0,0288	0,72	0,0288	"		
"	"	"	"	260	102,362	2,0	0,0080	0,80	0,0320	0,80	0,0320	0,80	0,0320	0,80	0,0320	"		
"	"	"	"	265	104,330	2,2	0,0088	0,88	0,0352	0,88	0,0352	0,88	0,0352	0,88	0,0352	"		
"	"	"	"	270	106,299	2,4	0,0096	0,96	0,0384	0,96	0,0384	0,96	0,0384	0,96	0,0384	"		
"	"	"	"	275	108,267	2,5	0,0100	1,00	0,0400	1,00	0,0400	1,00	0,0400	1,00	0,0400	"		

Essais à la torsion des mêmes fils galvanisés.

DÉSIGNATIONS.			LONGUEUR DU FIL		DURÉE de l'expérience en secondes.	NOMBRE de tours amenant la rupture.	OBSERVATIONS	
Numéro du fil.		Section du fil.	Avant la torsion, en millim.	Après la torsion, en millim.				
N° 16 diam.	N° 12 1 ^m / _m , 8	2 ^m / _m 3,4	158	158	19	26		La torsion s'est seulement faite autour de la section de rupture, sur 6 ^m / _m ½ de chaque côté, soit sur une longueur totale de 13 ^m / _m . Cette expérience a été faite avec deux fils de même longueur tordus ensemble.
d°	d°	d°	158	158	23	31		
d°	d°	d°	158	158	19	25		
d°	d°	d°	158	158	18	24		
d°	d°	d°	158	158	71	28		
d°	d°	d°	158	158	10	4		
d°	d°	d°	158	158	63	21 1/2		
d°	d°	d°	158	158	12	22		
d°	d°	d°	158	158	23 1/2	25		
d°	d°	d°	158	139	30	15		
Section de rupture droite.								

Ces fils d'acier doux, très-pur, ductile et malléable, sont très-bien galvanisés ; l'étamage ne se détache pas, même pendant le martelage, ce qui est une garantie sérieuse de durée, si ce fil est exposé à l'humidité et aux intempéries ; il se trempe bien.

La résistance minima à la rupture paraît être 120 k. par

millimètre carré de section droite, et les allongements permanents ne commencent à être sensibles que vers la charge de 40 k. par millimètre carré ; on peut, en toute sécurité, faire travailler ces fils sous la charge de traction de 20 k., lorsqu'ils sont employés dans la fabrication des câbles d'extraction.

DÉSIGNATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRICTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		OBSERVATIONS
Numéro du fil.		Section du fil.	Totales en kilog.		Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur 230 m/m de longueur entre les repères.		Permanents.		Diamètre en millimètres.		à 90° avec un congé de 3 m/m dans l'angle nécessaires pour rompre le fil.			
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.					Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.				
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m, 2	3 ^m /m ² , 8	1	280	73,685	2,5	0,0100	2,5	0,0100	1,6	1,6	6, 7, 8	6, 7, 8	Le nombre de flexions amenant la rupture dépend souvent de la vitesse avec laquelle l'expérience est faite; une grande vitesse, en échauffant la partie ployée, augmente sensiblement le nombre de flexions, si le métal est bien homogène et sans paille.	
"	"	"	2	300	78,918	2,5	0,0100	2,5	0,0100	"	"	8, 9, 9	"	"	
"	"	"	3	280	73,685	3,8	0,0152	3,8	0,0152	"	"	6, 8, 6	"	"	
"	"	"	4	320	84,211	3,0	0,0120	3,0	0,0120	"	"	9, 9, 11, 11	"	"	
"	"	"	5	315	82,895	2,75	0,0110	2,75	0,0110	"	"	10, 9, 10	"	"	
"	"	"	6	330	86,843	2,5	0,0100	2,5	0,0100	"	"	10, 10, 10	"	"	
"	"	"	7	332	87,169	2,3	0,0092	2,3	0,0092	"	"	7, 8, 9	"	"	
"	"	"	8	315	82,895	4,5	0,0180	4,5	0,0180	"	"	6, 7, 8	"	"	
"	"	"	9	335	88,159	2,5	0,0100	2,5	0,0100	"	"	7, 10, 9	"	"	
"	"	"	10	332	87,369	2,5	0,0100	2,5	0,0100	"	"	9, 9, 10	"	"	
"	"	"	11	321	84,474	2,4	0,0086	2,4	0,0086	"	"	7, 9, 8, 8	"	"	
"	"	"	12	282	74,211	3,0	0,0120	3,0	0,0120	"	"	10, 7, 10, 7, 9	"	"	
"	"	"	13	324	85,264	2,5	0,0100	2,5	0,0100	"	"	8, 7, 6	"	"	
"	"	"	14	311	81,843	2,2	0,0088	2,2	0,0088	"	"	8, 9, 7	"	"	
"	"	"	15	290	76,316	3,5	0,0140	3,5	0,0140	"	"	8, 9, 9	"	"	
"	"	"	16	315	82,895	2,0	0,0080	2,0	0,0080	"	"	7, 6, 7	"	"	
"	"	"	17	315	82,895	1,8	0,0072	1,8	0,0072	"	"	8, 7, 7, 6	"	"	
"	"	"	18	310	81,579	2,5	0,0100	2,5	0,0100	"	"	8, 7, 6, 1, 7	"	"	
"	"	"	19	270	71,053	2,0	0,0080	2,0	0,0080	"	"	7, 10, 10, 7	"	"	
"	"	"	20	288	75,790	2,8	0,0112	2,8	0,0112	"	"	11, 7, 11, 11	"	"	

Ce fer est très-fin, acieréux, très-résistant ; sa fabrication est régulière, et les plus grands écarts des résistances à la traction sont de 16 k. sur 88 k. soit $\frac{2}{11}$; sa résistance minimum à la flexion est sensiblement supérieure à 70 k. par millimètre carré de sa section ; la section de rupture à la traction est toujours droite et présente un grain très-fin ; à la flexion, la partie rompue présente une texture très-nerveuse.

On pourrait classer ce fer à la suite des aciers Martin-Siemens, très-doux, qui ne se trempent pas.

Il se martelle très-bien à froid, et l'on peut le réduire en un ruban très-mince, de moins de $\frac{1}{2}$ millimètre d'épaisseur, sans qu'il offre la moindre fente ; il se tord et s'enroule très-bien sans se criquer ; mais lorsqu'on le martelle successivement sur deux faces perpendiculaires entre elles, de façon à lui donner une section carrée ou rectangulaire, ses fibres se divisent et il se fend assez souvent dans le sens de sa longueur.

Les allongements totaux avant la rupture par traction offrent à peu près les mêmes variations que les résistances, bien qu'ils soient complètement indépendants de celles-ci ; les allongements et les résistances à la rupture par traction sont, à de rares exceptions près, toujours de sens contraires, c'est-à-dire que, de deux fils de même nature, le plus résistant s'allongera moins que l'autre avant de se rompre.

Lorsqu'un fil a été essayé à la traction et rompu, l'allongement permanent ne subsiste guère que dans une petite partie de sa longueur, celle qui se trouve de chaque côté de la section de rupture, sur une longueur totale qui peut varier de 4 à 8 $\frac{m}{m}$, suivant le diamètre du fil ; le n° 14 donne de 5 à 6 $\frac{m}{m}$ et la section de rupture est réduite à 1 $\frac{m}{m}$, 6 de diamètre ; les morceaux du fil possèdent toujours presque intégralement leur élasticité et leur résistance première à la rupture par traction.

OBSERVATIONS

DÉSIGNATIONS.			LONGUEUR DU FIL		DURÉE de l'expérience en secondes.	NOMBRE de tours amenant la rupture.
Numéro du fil.	Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Avant la torsion, en millim.	Après la torsion, en millim.		
N° 14 diam.	N° 14		160	157,5	14	22
d°	2 ^m / ₁₆	3 ^m / ₁₆ = 0,8	160	159,0	15	15
d°	d°	d°	160	158,8	15	17
d°	d°	d°	160	157,5	14	16
d°	d°	d°	160	158,5	15	20
d°	d°	d°	160	153,8	16	17
d°	d°	d°	160	158,2	13	20
d°	d°	d°	160	159,7	8	12
d°	d°	d°	160	159,7	9	13
d°	d°	d°	160	159,5	8	14
d°	d°	d°	160	155,5	11	20
d°	d°	d°	160	159,2	9	14
d°	d°	d°	160	157,7	11	18
d°	d°	d°	160	157,5	23	18
d°	d°	d°	160	153,5	27	19
d°	d°	d°	160	151,7	28	19
d°	d°	d°	160	157,0	29	20
d°	d°	d°	160	158,7	10	7
d°	d°	d°	160	158,5	31	22
d°	d°	d°	160	»	»	»

Tous ces fils se sont rompus normalement à leur axe; les deux sections de rupture étaient très-bien polies; la rupture des fibres a eu lieu successivement de la circonférence au centre. Pendant l'opération, le fil s'échauffe beaucoup, mais il n'y a pas dégagement d'étincelle au moment de la rupture, même lorsque la vitesse de torsion est grande.

Les 10 fils essayés (du n° 6 au n° 15 inclus), avaient été essayés préalablement à la traction et rompus.

Ce fil, après avoir été détordu, a cassé après 5 tours en 8" (en sens contraire); la rupture a eu lieu par arrachement en aifflet; les fibres étaient très-bien séparées; le fil est très-nerveux.

Après avoir subi 15 torsions en 17", il a été détordu avec la même vitesse et il a cassé au 2^e tour, en s'ouvrant suivant l'hélice de torsion; les fibres se sont arrachées; excellent fer, très-nerveux.

La torsion se produit souvent très-irrégulièrement sur toute la longueur du fil. On peut donc difficilement estimer la valeur d'un fil de fer par ce mode expérimental, qui ne peut guère permettre que l'appréciation assez délicate de sa structure intime par l'examen des fibres qui se désagrègent et se séparent lorsque l'on détord un fil tordu arrivé au point de rupture.

Dans les essais à la torsion, l'influence de la grande vitesse pendant la durée de l'expérience, se manifeste d'une manière très-sensible en augmentant le nombre des torsions qui amènent la rupture; le raccourcissement du fil avant la rupture est à peu près proportionnel au nombre de tours et dépend à la fois, et de l'élasticité du métal, et de sa résistance à la traction, et de la vitesse de torsion.

Essais à la traction et à la flexion de fils de fer clair, des forges de Franche-Comté, marque Comté-Supérieur, ayant servi à la confection d'un câble de 450^m.

ESSAIS AU DYNAMOMÈTRE ARNHEITER.

DÉNOMINATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS			STRICKTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES à 90° avec un congé de 3 m/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.		OBSERVATIONS
Numéro du fil.		Section du fil.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur 230 m/m de longueur entre les repères.		Permanents.		Diamètre en millimètres.		Avant l'allongement.	Après l'allongement.		
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.				Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.	Rupture	Rupture				
N° 14 diam.	N° 14 2m/m,2	3m/m ² ,8 d°	1	295	77,631	2,2	0,0088	Rupture	1,50	6, 4, 5, 5, 4	7, 8, 6 1/2, 7 1/2	Rupture en dehors des repères.		
			2	285	75,600	3,6	0,0144	"	"	4, 6, 7, 4 1/2	6 1/2, 7, 4 1/2, 5	De de		
			3	308	81,053	2,4	0,0096	"	1,30	6, 6, 6, 6	5 1/2, 6 1/2, 5 1/2, 7 1/2	De de		
			4	290	76,316	2,0	0,0080	"	1,40	6, 9, 8 1/2, 7 1/2, 9	8 1/2, 7 1/2, 9, 9	De en dehors		
			5	325	85,519	2,5	0,0100	"	1,45	5, 5, 5, 5, 6	5, 5, 6, 6, 6	De de		
			6	280	85,527	2,5	0,0100	"	1,30	11, 10, 13, 11	9, 11, 10, 12, 13 1/2	De de		
			7	290	76,316	2,5	0,0100	"	1,40	8, 6, 8 1/2, 9	6 1/2, 7, 7 1/2, 6 1/2	De de		
			8	288	75,790	2,5	0,0100	"	1,40	8 1/2, 10, 8, 7, 7	7, 8, 7, 10, 9	De de		
			9	322	84,730	2,6	0,0104	"	1,50	7 1/2, 6 1/2, 7 1/2, 8	7, 7, 8, 7	De de		
			10	310	81,530	2,5	0,0100	"	1,50	9, 9, 6, 8 1/2, 9	9, 9, 4 1/2, 9, 8	De de		
			11	280	73,640	2,2	0,0088	"	1,30	7, 5 1/2, 7, 7	8 1/2, 9, 10, 9	De de		
			12	280	71,640	2,1	0,0084	"	1,30	7 1/2, 9 1/2, 8 1/2, 9	6 1/2, 6 1/2, 12 1/2	De de		
			13	290	76,270	2,5	0,0100	"	1,30	6, 7, 6 1/2, 10 1/2	6 1/2, 7, 8, 6 1/2	De de		
			14	310	81,530	2,7	0,0108	"	1,40	10, 10, 8 1/2, 8 1/2	8, 7, 8, 12	De de		
			15	305	80,215	2,8	0,0112	"	1,40	7 1/2, 7 1/2, 9, 9 1/2	9, 7, 8, 10	De de		
			16	290	70,270	2,8	0,0112	"	1,45	7, 8, 7, 10 1/2	5 1/2, 8 1/2, 8, 9	De en dehors		
			17	256	67,354	2,5	0,0100	"	1,55	8 1/2, 8 1/2, 8 1/2, 8 1/2	5, 5 1/2, 6 1/2, 6 1/2	De en dedans		
			18	320	84,211	2,5	0,0120	"	1,40	4 1/2, 5 1/2, 5 1/2, 6 1/2	6, 6, 6, 6	De de		

Essais à la torsion des fils d'acier précédents, marque Comté-supérieur.

DÉSIGNATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS.	LONGUEUR DU FIL		DURÉE de l'expérience en secondes.	NOMBRE de tours amenant la rupture.	OBSERVATIONS
Nombré du fil.	Jauge de Paris.	Section du fil.		Avant la torsion, en millim.	Après la torsion, en millim.			
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m, 2	3 m/m ² , 8	1	160	159, 2/3	8	10	Section de rupture droite.
d.	d.	d.	2	160	156,	13	19	
d.	d.	d.	3	160	158,	12	18	
d.	d.	d.	4	160	156, 8	12	17	
d.	d.	d.	5	160	159, 3	7	11	
d.	d.	d.	6	160	151,	17	18	
d.	d.	d.	7	160	158,	14	15	
d.	d.	d.	8	160	152, 5	11	17	
d.	d.	d.	9	160	157, 3	12	15	
d.	d.	d.	10	160	158,	92	13	
d.	d.	d.	11	160	157,	82	15	
d.	d.	d.	12	160	154,	11 1/2	23	
d.	d.	d.	13	160	157, 6	10 1/2	19	
d.	d.	d.	14	160	157, 5	9 1/2	18	
d.	d.	d.	15	160	157, 6	9 1/2	18	
d.	d.	d.	16	160	159, 8	9	10	
d.	d.	d.	17	160	159, 1	8	10	
d.	d.	d.	18	160	159, 6	8 1/2	11 1/4	
d.	d.	d.	19	160	159, 8	8	11	
d.	d.	d.	20	160	159, 5	7	12	
d.	d.	d.	21	160	159, 8	7	12	
d.	d.	d.	22	160	159, 8	6 1/3	11	
d.	d.	d.	23	160	159, 5	28	11	
d.	d.	d.	24	160	159, 5	27	12	
d.	d.	d.	25	160	159, 5	15 1/2	12	
d.	d.	d.	26	160	156,	140	14	
d.	d.	d.	27	160	144,	118	9	
2 fils torsion ensemble.	ensemble.							Les 10 essais faits sur le même fil mon- trèrent que la vitesse de torsion la plus grande, correspond au plus grand nombre de tours amenant la rupture ; mais la longueur du fil au moment de la rupture n'a pas sensiblement varié.
								Les deux fils se sont rompus ensemble. Rupture du 1 ^{er} fil après 98", le 2 ^e après 106", le 3 ^e après 118".

DÉSIGNATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRACTION.		NOMBRES DE FLEXIONS DOUBLES		Dérive de l'expérimentation à la traction.		OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Section du fil.	Total en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanents.	Proportionnels.	Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.	A 90° avec un congé de 3 m/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.	2' "			

Essais à la traction et à la flexion des fils de fer clairs des forges de Franche-Comté (suite).

DÉSIGNATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRICKTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Dureté de l'acier à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Section du fil.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanents.	Proportionnels.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.	Diamètre en millimètres.		à 90° avec un angle de 5 m/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.				
					Totaux en millim.	Proportionnels en tonneaux.					Totaux en millim.	Proportionnels en tonneaux.					
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m, 2	3 ^m /m ² , 80	290	76,316	Sur 202m/m entre les repères (suite)										2'		
"	"	"	295	77,631	4,30	0,0147	1,80	0,0062							2'		
"	"	"	295	77,631	4,80	0,0162	"	"							4'		
"	"	"	285	75,000	5,00	0,0171	"	"							4'		
"	"	"	285	75,000	5,00	0,0171	2,30	0,0079							4'		
"	"	"	285	75,000	5,90	0,0202	Rupture	"							15"		
Sur 293m/m entre les repères.																	
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m, 2	3 ^m /m ² , 80	100	26,316	1,40	0,0048	0,30	0,0010							1'		
"	"	"	110	28,947	1,70	0,0058	0,30	0,0010							1'		
"	"	"	120	31,578	1,75	0,0060	0,45	0,0015							1'		
"	"	"	130	34,211	1,85	0,0063	0,45	0,0015							1'		
"	"	"	150	36,842	2,02	0,0069	0,50	0,0017							2'		
"	"	"	175	46,053	2,40	0,0082	0,70	0,0024							2'		
"	"	"	200	52,632	2,70	0,0092	0,75	0,0025							2'		
"	"	"	225	59,211	3,00	0,0102	0,85	0,0029							2'		
"	"	"	250	65,789	3,35	0,0114	0,95	0,0032							2'		
"	"	"	255	67,105	3,50	0,0119	1,10	0,0036							2'		
"	"	"	260	68,420	3,60	0,0123	1,15	0,0038							2'		
"	"	"	270	71,031	3,75	0,0131	1,53	0,0045							2'		
"	"	"	280	73,631	4,03	0,0140	1,70	0,0058							2'		

Essais à la traction et à la flexion des fils de fer clairs des Forges de Franche-Comté (suite).

DÉSIGNATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRACTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Numéro du fil.	Section du fil.	Total en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanents.		Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.	à 90° avec un cougé de 3 m/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.				
						Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.								
N° 14 diam.	N° 14 2m/m, 2		3m/m ² , 80	10 300	78,947	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	11 285	75,000	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	12 300	78,947	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	13 285	75,000	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	14 305	80,263	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	15 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	16 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	17 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	18 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	19 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	20 275	72,368	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	21 305	80,263	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	22 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	23 305	80,263	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	24 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	25 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	26 310	81,579	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	27 275	72,368	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	28 295	77,632	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		
"	"		"	29 270	71,053	"	"	"	"	"	"	"	"	"	"		

32	275	72,368
33	270	71,053
34	295	77,632
35	285	75,000
36	310	81,579
37	275	72,368
38	275	72,368
39	270	71,053
40	290	76,317
41	295	77,632
42	275	72,368
43	275	72,368
44	280	73,684
45	300	78,947
46	270	71,053
47	275	72,368
48	285	75,000
49	285	75,000
50	285	75,000
51	310	81,579
52	270	76,317
53	295	77,632
54	285	75,000
55	290	76,317
56	320	84,211
57	280	73,684
58	295	77,632
59	270	71,053
60	270	71,053
61	310	81,579
62	280	73,684
63	275	72,368
64	280	73,684
65	270	71,053
66	280	73,684
67	290	76,317
68	300	78,947
69	275	72,368

Essai à la traction et à la flexion des fils de fer clairs des Forges de Franche-Comté (suite).

DÉNOMINATIONS.			RÉSUMÉ DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRACTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Dette de l'expérimentation à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Section du fil.	Totaux en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.	Proportionnels.	Total en millim.	Proportionnels.	Total en millim.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.	Diamètre en millimètres.	à 90° avec un cône de 3°/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.				
N° 14 diam.	N° 16 2 ^m /20	3 ^m /m ² ,80	70 285	75,000	Sur 338m/m de longueur (suite).												
			71 270	71,053													
			72 305	80,263													
			73 290	73,684													
			74 290	76,317													
			75 280	73,684													
			76 285	75,000													
			77 290	76,317													
			78 290	76,317													
			79 280	73,684													
			80 300	78,947													
			81 280	73,684													
			82 280	73,684													
			83 290	76,317													
			84 280	73,684													
			85 305	80,263													
			86 300	78,917													
			87 285	75,000													
			88 280	76,317													
			89 290	77,532													
			90 290	77,532													

93	280	73,867
94	300	78,947
95	305	80,263
96	270	71,053
97	260	68,421
98	285	73,000
99	290	76,317
100	310	81,579
101	280	73,684
102	290	76,317
103	290	76,317
104	295	77,632
105	295	77,632
106	290	76,317
107	305	80,263
108	270	71,053
109	290	76,317
110	310	81,579
111	280	73,684
112	290	76,317
113	270	71,053
114	300	78,947
115	300	78,947
116	290	76,317
117	270	71,053
118	275	72,368
119	295	77,632
120	280	73,684
121	285	75,000
122	280	73,684
123	295	77,632
124	285	75,000
125	300	78,947
126	295	77,632
127	300	78,947
128	295	77,632
129	320	84,211
130	290	76,317

DÉSIGNATIONS.			LONGUEUR DU FIL		DURÉE de l'expérience ^a en secondes.	NOMBRE de tours amenant la rupture.	OBSERVATIONS
Numéro du fil.	Jauge de Paris.	Section du fil.	Avant la torsion, en millim.	Après la torsion, en millim.			
N° 14	N° 14	3 ^m /m, 8	160	159,9	11	15	Le diamètre du fil s'est abaissé de 2 ^m /m, 25 à 2 ^m /m, 10 dans la partie étirée. L'éclavage s'est détaché pendant la torsion du fil.
diam.	2 ^m /m, 2	d°	160	160,0	11	14	
d°	d°	d°	160	160,0	14	18	L'éclavage s'est détaché pendant la torsion du fil.
d°	d°	d°	160	159,9	14	18	
d°	d°	d°	160	160,0	14	17	
d°	d°	d°	160	159,0	14 1/2	19	
d°	d°	d°	160	157,0	23 1/2	24	
d°	d°	d°	160	156,8	14	18	

Les fils de fer galvanisés, essayés à la traction et à la flexion, ont été galvanisés de deux façons différentes, mais toujours par leur passage dans un bain de zinc fondu, après avoir été décapés préalablement.

Ces fils offraient parfois une surface rugueuse produite par de petites parties de zinc qui faisaient corps avec les fils, ce qui leur donnait une section irrégulière ; l'éclavage, peu adhérent, se détachait assez facilement pendant les essais à la torsion.

Par leur passage dans le bain de zinc, tous les fils galvanisés se trouvent, après l'opération, plus ou moins recuits, ce qui diminue dans des proportions très-variables leurs

résistances à la traction ; leurs résistances à la flexion et à la torsion sont sensiblement les mêmes que celles des fils clairs de même provenance ; la nature intime du métal a peu changé ; cependant il est un peu plus raide, bien que ces fils puissent être réduits par le martelage en lames minces sans présenter de criques ; ils se martellent assez bien en section carrée et s'enroulent sans se fendre sur des mandrins de moins de 4^m/m de diamètre.

Les derniers échantillons de fils galvanisés des Forges de Franche-Comté sont très-lisses et l'éclavage paraît très-régulier.

Essais à la traction et à la flexion de fils de fer galvanisés des Forges de Franche-Comté.

ESSAIS A LA TRACTION FAITS AVEC LA MACHINE A COLONNE DE MERCURE DE MM. THOMASSET ET C^e.

DESIGNATIONS.		NUMÉROS DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRACTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.		OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Numéro du fil.	Section du fil.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanents.		Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.	à 90° avec un congé de 5 ^m / _m dans l'angle nécessaires pour rompre le fil.				
					Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.								
N° 14	N° 14.	3 ^m / _m ² , 80	80	21,053	2,20	0,0076	0,00	0,0000	"	12, 10, 11	8, 10, 11	1'	1'	1'	Ces fils sont très-bien galvanisés.	
"	"	"	115	30,263	2,65	0,0091	0,30	0,0010	"	"	"	"	1'	1'	1'	
"	"	"	150	39,474	3,10	0,0107	0,50	0,0014	"	"	"	"	1'	1'	1'	
"	"	"	175	46,053	3,50	0,0121	0,75	0,0026	"	"	"	"	1'	1'	1'	
"	"	"	200	52,632	4,00	0,0138	0,80	0,0028	"	"	"	"	2'	2'	2'	
"	"	"	220	57,894	4,80	0,0166	1,60	0,0055	"	"	"	"	1' 30"	1' 30"	1' 30"	
"	"	"	223	58,684	6,10	0,0210	"	"	"	"	"	"	2'	2'	2'	
"	"	"	223	58,684	6,50	0,0224	3,20	0,0110	"	"	"	"	2'	2'	2'	
"	"	"	225	59,211	10,10	0,0348	5,80	0,0200	"	"	"	"	2'	2'	2'	
"	"	"	225	59,211	12,00	0,0414	9,00	0,0310	"	"	"	"	2'	2'	2'	
"	"	"	225	59,211	15,00	0,0514	11,70	0,0403	"	"	"	"	3' 10"	3' 10"	3' 10"	
"	"	"	226	59,474	17,00	0,0586	Rupture	"	1,60	"	"	"	"	"	"	

N° 12 diam.	N° 14 2m/m, 20	3m/m², 80 d°	2	80 90 100 120 140 160 200 220 225 227	21,053 23,684 20,315 31,579 36,842 52,612 57,874 59,211 59,737	2,30 2,50 2,70 3,00 3,40 4,90 5,10 10,60 15,50	0,0076 0,0083 0,0090 0,0100 0,0113 0,0163 0,0170 0,0353 0,0516	0,03 0,08 0,15 0,20 0,60 1,90 6,70 Rupture	0,0001 0,0001 0,0001 0,0005 0,0007 0,0020 0,0063 0,0223 Rupture	5, 6	1' 30" 1' " 1' " 1' " 1' " 3' " 2' " 5' " 2' 30"	Les 3 premiers fils es- sayés appartenant au même roblon.
N° 14 diam.	N° 14 2m/m, 20	3m/m², 80 d°	3	230	60,526	23,40	0,0789	Rupture	Rupture	3' 30"	Le diamètre du fil, après la rupture par traction, était réduit à 2m/m, 18.	
N° 14 diam.	N° 14 2m/m, 20	3m/m², 80 d°	4	70 80 90 150 200 215 230 240 243	18,421 21,053 23,684 39,474 52,632 56,579 60,526 63,158 63,947	1,80 1,90 2,00 2,90 3,70 3,85 4,30 6,70 18,50	0,0060 0,0063 0,0067 0,0097 0,0123 0,0128 0,0143 0,0223 0,0617	0,00 0,05 0,10 0,30 0,70 0,75 0,90 3,10 Rupture	0,0000 0,0002 0,0003 0,0010 0,0023 0,0025 0,0030 0,0103 1,50	1' 30" 1' " 1' " 1' " 2' " 2' " 3' " 3' " 2' 20"	Les 3 premiers fils es- sayés appartenant au même roblon.	

Essais à la traction et à la flexion de fils de fer recuits des Forges de Franche-Comté, pour coutures de câbles plats.

(A LA TRACTION.) — ESSAIS AU DYNAMOMÈTRE ARRHENIUS.

DESIGNATIONS.			NUMÉROS DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		OBSERVATIONS
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m,2	Jauge anglaise.	Section du fil.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.		Sur 250 m/m de longueur entre les repères.		Permanent.		Diamètre en millimètres.	à 90° avec un congé de 5 m/m dans l'angle nécessaires pour rompre le fil.	
					Totaux en kilog.	Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en mil. im.	Proportionnels.				
N° 14 diam.	N° 14 2 ^m /m,2		3 ^m /m,2,8 d°	192	32,105	30	0,1750	Rupture	"	"	1,8	"	
"	"		"	125	32,895	41	0,2050	Rupture	"	"	2,0	"	
"	"		"	120	31,579	33	0,1650	Rupture	"	"	"	"	
"	"		"	120	31,579	33	0,1650	Rupture	"	"	"	"	
N° 11 diam.	N° 17 3 ^m /m		7 ^m /m,2,065 d°	220	31,139	30	0,1200	1, 1/2	0,0060	"	"	"	
"	"		"	230	32,555	32	0,1280	2,0	0,0080	"	"	"	
"	"		"	230	32,555	55	0,2200	2,0	0,0080	"	"	"	
"	"		"	230	32,555	57	0,2280	Rupture	"	9	1,5	"	
N° 13 diam.	N° 15 2 ^m /m,4		4 ^m /m,2,52 d°	229	32,414	3,0	0,0120	Rupture	"	"	"	"	
"	"		"	148	32,743	62,8	0,2512	Rupture	"	12, 10	1,2	12 1/2, 16	

Tous ces fils présentent une régularité remarquable dans leurs résistances à la traction ; leurs allongements totaux, au moment de la rupture, offrent cependant d'assez grandes

une grande élasticité ; mais, pendant ces expériences, le métal s'élargit en diminuant sensiblement de section, et les morceaux provenant d'une première expérience, essayés

ESSAIS FAITS AVEC LA MACHINE A COLONNE DE MERCURE DE MM. THOMASSET ET C^{ie}.

DÉSIGNATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRICTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Numéro du fil.	Section du fil.			Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanent.	Diamètre en millimètres.	à 90° avec un coëff de 3 = 1/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.					
							Totaux en millim.	Proportionnels.			Avant l'allongement.	Après l'allongement.				
N° 16 diam.	N° 12	2m/m, 54	1	95	37,400	1,85	0,0063	0,00	0,0009	"	"	"	"	"	Le diamètre du fil, après l'expérience, était réduit à 4m/75 sur toute sa longueur. Après avoir été soumis à la charge de 128 kil., il s'est allongé rapidement et s'est rompu sous la charge de 115 kil.	
"	"	"	"	115	45,275	2,85	0,0097	0,80	0,0027	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	120	47,244	4,40	0,0149	1,30	0,0044	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	128	50,393	6,60	0,0224	5,50	0,0186	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	115	45,275	6,60	0,0224	Rupture	"	1,00	"	"	"	"		
Sur 298m/m entre les repères.																
d°	d°	"	2	92	36,220	2,70	0,0089	0,50	0,0016	"	"	"	"	"	Ce fil s'est allongé de 2m/10 sous la charge permanente de 121 kil. en 4' 30"; le diamètre du corps du fil est descendu à 1m/m, 78.	
"	"	"	"	97	38,189	2,90	0,0095	0,88	0,0029	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	102	40,154	3,20	0,0105	0,95	0,0031	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	107	42,126	3,35	0,0110	1,40	0,0046	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	112	44,094	3,65	0,0120	1,60	0,0053	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	117	46,063	4,12	0,0136	2,00	0,0066	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	120	47,244	4,61	0,0152	2,50	0,0082	"	"	"	"	"		
"	"	"	"	121	47,638	7,00	0,0230	Rupture	"	0,89	"	22, 22, 28	24, 23, 24	"		

Suite des Essais de fils de bronze phosphoreux de MM. Montefiore, Lévi et C^{ie}. — Fils clairs (non recuits).

792

DÉSIGNATIONS.		RÉSUMÉ DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS			STRICITION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Dérive de l'expérience à la traction.	OBSERVATIONS
Résumé du fil.	Section du fil.	Totaux en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.	Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.	Diamètre en millimètres.	à 90° avec un congé de 3 mm dans l'angle adossés pour rompre le fil.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.		
N° 16 diam.	N° 12 2 mm, 54 d ^e	3	80	31,496	1,70	0,0058	0,00	0,0000	2					Sous la charge permanente de 122 kil., il s'est allongé de 4 mm en 30" avant la rupture. Le fil a été soumis pendant 4" à toutes les charges successives dans leur ordre ci-dessus. Le corps du fil était, après la rupture, réduit au diamètre de 4 mm/m, 78.
"	"	"	90	35,433	1,95	0,0066	0,00	0,0000	"				"	
"	"	"	100	39,370	2,20	0,0075	0,50	0,0017	"				"	
"	"	"	110	43,307	2,60	0,0088	0,70	0,0024	"				"	
"	"	"	115	45,275	2,80	0,0095	0,90	0,0031	"				"	
"	"	"	120	47,244	3,70	0,0135	1,50	0,0051	"				"	
"	"	"	122,5	48,228	4,00	0,0136	2,00	0,0068	1,10				"	
					5,00	0,0170	Rupture	"						
Ces trois essais ont été faits avec 3 échantillons provenant du même rouleau.														
N° 15 diam.	N° 13 3 mm, 14 d ^e	4	100	31,847	1,60	0,0055	0,10	0,0003					0' 30"	
"	"	"	110	35,032	1,90	0,0066	0,20	0,0008	"				0' 30"	
"	"	"	120	38,217	2,10	0,0072	0,30	0,0010	"				0' 30"	
"	"	"	130	41,401	2,30	0,0079	0,35	0,0012	"				0' 30"	
"	"	"	140	44,586	2,40	0,0083	0,40	0,0014	"				0' 30"	
"	"	"	150	47,771	2,70	0,0093	0,60	0,0021	"				0' 30"	
"	"	"	160	50,956	3,00	0,0103	0,80	0,0027	"				0' 30"	
"	"	"	170	54,140	3,30	0,0110	1,00	0,0036	"				0' 30"	

Suite des Essais de fils de bronze phosphoreux de MM. Montefiore, Lévi et Cie. — Fils clairs (non recuits).

DÉSIGNATIONS.			RÉSULTATS DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				TRACTION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Numéro du fil.	Section du fil.	Totales en kilog.		Par millim. carré de la section de fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Proportionnels.		Totaux en millim.	Proportionnels.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.				
N° 19 diam.	N° 7	1 ^m /m ² .13 (faible)	40	35,398		Sur 294m/m entre les repères.	2,15	0,0073	0,10	0,0003	0,80	"	12, 14	0' 30"	Après la rupture par traction, le diamètre du fil était le même qu'avant l'expérience.		
"	"	"	45	39,823			2,30	0,0078	0,20	0,0007	"	"	"	0' 30"			
"	"	"	46	40,708			3,00	0,0102	1,00	0,0034	"	"	"	1'			
"	"	"	46,5	41,150			3,60	0,0122	Rupture	"	"	"	"	0' 30"			
N° 19 diam.	N° 7	1 ^m /m ² .13 (1,18)	30	26,549		Sur 300m/m entre les repères.	1,30	0,0043	0,10	0,0003	"	"	"	0' 30"	Fil n° 8. Après avoir été soumis à la charge de 40 k. pendant 3', cette charge a été enlevée; la charge a été ensuite soumise ensuite à la charge de 40 k., il a cassé après 48" d'épreuve.		
"	"	"	40	35,398			2,00	0,0067	0,30	0,0010	"	"	"	0' 30"			
"	"	"	46	40,708			2,70	0,0090	0,80	0,0017	"	"	"	1'			
"	"	"	47	41,593			3,00	0,0100	1,00	0,0033	"	"	"	1'			
"	"	"	48	42,479			3,50	0,0107	1,30	0,0043	"	"	"	1'			
"	"	"	49	43,363			4,00	0,0133	2,03	0,0067	"	"	"	2'			
"	"	"	46	40,708			4,50	0,0150	Rupture	"	0,85	"	23, 12, 12	0' 45"			

DÉSIGNATIONS.			RÉSUMÉS DES ESSAIS			CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRICITION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Numéro du fil.	Section du fil.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre repères.		Permanents.		Avant l'allongement.	Après l'allongement.	Diamètre en millimètres.	à 90° avec un congé de 5 m/m dans l'angle nécessaire pour rompre le fil.				
						Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.								
						Sur 240 m/m entre les repères.											
N° 14 diam.	N° 14	3 m/m ² , 97	9	43	10,831	1,10	0,0038	0,20	0,0006	"	"	"	"	"	0' 30"	Après la rupture, le corps du fil est réduit au diamètre moyen de 1m/m, 90; il est légèrement conique; le diamètre le plus faible se trouve à 40m/m de la section de rupture; à partir de ce point, la courbe de la section, suivant l'axe du fil, jusqu'au point de rupture, affecte la forme parabolique que prennent tous les fils après de la section de rupture, mais beaucoup plus allongée que celle des fils à grandes résistances.	
"	"	2 m/m ² , 25	"	50	12,594	2,40	0,0083	1,30	0,0045	"	"	"	"	"	0' 30"		
"	"	"	"	55	13,854	5,20	0,0179	4,20	0,0145	"	"	"	"	"	3'		
"	"	"	"	60	15,113	7,70	0,0266	6,70	0,0231	"	"	"	"	"	3'		
"	"	"	"	65	16,373	10,20	0,0352	9,10	0,0314	"	"	"	"	"	3'		
"	"	"	"	70	17,632	14,20	0,0490	13,10	0,0452	"	"	"	"	"	4'		
"	"	"	"	75	18,892	18,20	0,0628	17,00	0,0586	"	"	"	"	"	5'		
"	"	"	"	80	20,151	21,10	0,0728	19,50	0,0672	"	"	"	"	"	3'		
"	"	"	"	85	21,411	26,00	0,0897	24,40	0,0841	"	"	"	"	"	3'		
"	"	"	"	90	22,670	31,40	0,1083	30,10	0,1038	"	"	"	"	"	4'		
"	"	"	"	95	23,929	37,40	0,1289	"	"	"	"	"	"	"	2'		
"	"	"	"	100	25,188	43,60	0,1503	"	"	"	"	"	"	"	2'		
"	"	"	"	105	26,448	50,20	0,1731	"	"	"	"	"	"	"	2'		
"	"	"	"	110	27,708	60,00	0,2069	58,20	0,2007	"	"	"	"	"	3'		
"	"	"	"	115	28,962	68,40	0,2358	"	"	"	"	"	"	"	3'		
"	"	"	"	120	30,226	82,70	0,2852	Rupture	"	"	"	"	"	"	4'		
"	"	"	"	"	"	"	"	"	"	19, 20	23, 25, 27	"	"	"	0' 45"		

Suite des Essais de fils de bronze phosphoreux de MM. Montefiore, Lévi et Cie. — Fils recuits (pour couture)

DÉSIGNATIONS.			NOMBRES DES ESSAIS		CHARGES de traction.		ALLONGEMENTS				STRACITION.		NOMBRE DE FLEXIONS DOUBLES		Durée de l'expérience à la traction.	OBSERVATIONS
Jauge anglaise.	Jauge de Paris.	Section du fil.	Totales en kilog.	Par millim. carré de la section du fil en kilog.	Sur la longueur entre les repères.		Permanents.		Diamètre en millimètres.	Avant l'allongement.	Après l'allongement.					
					Totaux en millim.	Proportionnels.	Totaux en millim.	Proportionnels.								
N° 17 diam.	N° 11	2 ^m /m ² , 27	10		20	8,811	1,00	0,0034	"	0,0037	"	"	"	1'	Après la rupture, le corps du fil était réduit à 4m/m,30.	
"	"	"	"		30	13,216	2,30	0,0078	1,10	0,0374	"	"	"	1'	"	
"	"	"	"		40	17,621	12,30	0,0418	11,00	0,0629	"	"	"	1'	"	
"	"	"	"		45	19,824	20,00	0,0680	18,50	0,0837	"	"	"	2'	"	
"	"	"	"		50	22,026	25,00	0,0850	24,60	0,1520	"	"	"	2'	"	
"	"	"	"		60	26,431	46,20	0,1571	44,70	"	0,80	29	29	0' 45"	"	
"	"	"	"		70	30,837	77,20	0,2626	Rupture	"	"	"	"	"	"	
Sur 300 ^m /m entre les repères.																
N° 18 diam.	N° 8	1 ^m /m ² , 33	11		15	11,278	2,10	0,0070	1,50	0,0050	"	"	"	1'	Après la rupture, le diamètre du corps du fil était réduit à 4m/m,10.	
"	"	"	"		20	15,038	12,20	0,0407	10,90	0,0363	"	"	"	1'	"	
"	"	"	"		25	18,797	23,30	0,0777	21,90	0,0730	"	"	"	2'	"	
"	"	"	"		30	22,558	45,00	0,1500	43,00	0,1433	"	"	"	3' 20"	"	
"	"	"	"		35	26,316	72,00	0,2400	Rupture	0,90	10, 24, 49	6, 32, 22, 17	"	1' 20"	"	

L'examen des résultats des expériences à la traction, faites sur des fils clairs de bronze phosphoreux de différents diamètres, montre, dans leur résistance à la rupture, des variations considérables qui ne peuvent provenir que d'irrégularités dans la fabrication ; car les fils les plus fins, auxquels l'écroutissage produit par le passage à la filière aurait dû communiquer une résistance plus grande, sont précisément ceux qui résistent le moins, bien que l'élasticité de ces fils soit sensiblement plus élevée que celle des fils d'un plus fort diamètre.

Tous ces fils sont d'un métal doux et très-homogène qui se travaille très-bien au marteau sans se fendre ni se craquer ; mais leur résistance moyenne ne dépasse pas celle des fils de fer clairs (Marque Comté supérieur) des Forges de Franche-Comté.

L'avantage incontestable des fils de bronze phosphoreux est d'être inoxydables et de s'user moins vite par le frottement que les fils de fer employés dans des puits humides où à l'épuisement des eaux provenant des travaux de mines.

Les fils recuits de ces mêmes alliages présentent dans leurs résistances à la rupture par traction, des variations assez sensibles qui n'ont pas beaucoup d'importance, puisqu'ils sont employés à la couture des câbles plats ; leurs allongements sont énormes et atteignent 0,28 de la longueur essayée pour les gros fils, et 0,24 pour les fils d'un plus petit diamètre.

Il semble que le passage à la filière diminue sensiblement la résistance des fils de bronze phosphoreux et leur élasticité, puisque les fils recuits se comportent comme les fils clairs.

—

MÉMOIRE

SUR LES MINES D'ALUNITE DE LA TOLFA

PROVINCE DE ROME (ITALIE)

Par M. VIALLA, ingénieur civil.

Nous avons pensé qu'il ne serait pas sans intérêt pour la plupart de nos collègues d'avoir quelques détails sur le minéral, qui, pendant plusieurs siècles, a servi presque exclusivement à la fabrication de l'alun, et qui, par la nature même de sa composition, donnait un produit tout à fait spécial.

Introduction.

Personne n'ignore, en effet, de quelle réputation jouissait autrefois l'alun romain, et, aujourd'hui encore, il est très-estimé par les consommateurs, pour certains usages particuliers.

Nous avons adopté la division suivante :

1° Considérations générales sur l'alun ; historique des mines ;

2° Situation géographique ; description géologique et composition des principales roches ;

3° Ancien procédé d'exploitation et de fabrication de l'alun ;

4° Nouvelle méthode d'exploitation ; atelier de broyage ;

5° Nouveau procédé de fabrication de l'alun ;

6° Quelques mots sur les autres gisements métallifères de la contrée.

CHAPITRE I^{er}.

Considérations générales sur l'alun. — Historique des mines.

Tout le monde sait que l'alun est indispensable dans plusieurs fabrications industrielles, telles que la teinturerie, la papeterie, la mégisserie, etc.

Usages de l'alun.

Son emploi
remonte
à la plus haute
antiquité.

Son emploi remonte certainement à la plus haute antiquité. On peut affirmer que les Chinois ont, les premiers, employé ce sel qui se trouve en dissolution dans plusieurs sources minérales de leur vaste empire.

Du reste, les minéraux d'alun même y sont aussi très-abondants. On y fabrique encore aujourd'hui ce produit sur une assez vaste échelle : on l'exporte principalement dans l'Inde.

Il est notoire que les Indous ont employé l'alun dès les temps les plus reculés, et que la teinture importée très-probablement de la Chine s'y est perfectionnée à tel point que leurs étoffes sont encore aujourd'hui très-remarquables.

De l'Inde, l'art de la teinture s'est propagé en Perse, dans l'Arabie, dans l'Asie-Mineure, en Egypte et en Grèce. L'alun fut fabriqué sur une grande échelle dans l'île de Mélos (Milo) : tous les auteurs anciens en parlent, et aujourd'hui encore, à Milo, on reconnaît les vestiges de cette ancienne industrie.

De la Grèce, cette fabrication passa en Italie. C'est dans les îles de Lipari qu'elle fut d'abord implantée. Diodore de Sicile rapporte que l'alun qu'on y fabriquait était très-estimé et constituait un monopole dont les habitants tiraient un grand profit.

Les Romains fabriquèrent aussi de l'alun en traitant les efflorescences des cratères, des anciennes mines de soufre, comme on l'observe à Scrofano, près de Rome, et à Later, près du lac de Bolsena.

Cette industrie resta longtemps stationnaire, et ce n'est

Mais cette fabrication était encore bien peu importante ; c'est pour cette raison qu'on attribue généralement à Jean de Castro l'importance de la fabrication de l'alun en Italie.

Son importation
en Italie.

Ce fut vers l'an 1460 que Jean de Castro, fils du célèbre juriconsulte Paul de Castro, découvrit les gisements d'alunite des montagnes de la Tolfa, et qu'il y implanta la première fabrique d'alun.

Découverte
de mines
de la Tolfa.
Historique.

D'après la tradition, Jean de Castro aurait été surtout conduit à cette découverte par la présence du houx (*ilex agrifolium*) qui croît en abondance sur ces montagnes ; mais une telle assertion paraît être peu fondée, attendu que cet arbuste croît généralement dans les terrains volcaniques, et qu'on le retrouve même quelquefois dans les terrains dolomitiques.

Il est plutôt probable que Jean de Castro, qui était, paraît-il, un homme d'une érudition peu commune et qui avait passé de longues années en Orient à faire le commerce des tissus, avait eu là l'occasion de connaître et d'apprécier la pierre d'alun, que l'on y importait de Rocca, dans l'Asie-Mineure, et que ce fut en visitant plus tard ces régions, comme commissaire de la chambre apostolique, et en étudiant la flore, qui lui rappelait celle des montagnes des mines d'alun de Syrie, qu'il découvrit ce précieux minerai.

L'existence d'une ancienne excavation, dite *des Romani*, pourrait peut-être, jusqu'à un certain point, faire supposer que les premiers Romains avaient déjà connu et exploité eux-mêmes cette roche, et que, par suite, Jean de Castro ait pu être guidé dans ses recherches par quelque indice ayant trait à cette antique excavation. Cette supposition n'est guère probable, attendu qu'on n'a jamais rien retrouvé qui en fasse mention, et on ne voit d'ailleurs nulle part des vestiges bien certains d'une aussi ancienne fabrication.

A l'époque où Jean de Castro fit sa découverte, le trône des Pontifes venait d'être occupé par le Pape Pie II (Silvio Piccolomini), qui était son parrain. Jean de Castro alla aussitôt

le trouver pour lui en faire part, et lui exposer tous les grands avantages que la chrétienté allait en retirer, au moment surtout où elle avait besoin de tous ses revenus pour résister à l'invasion musulmane qui la menaçait.

Il lui fit en même temps observer de quel énorme revenu une pareille découverte allait priver les Turcs, dont l'Europe entière avait été jusque-là tributaire, pour la teinture.

Le pape Pie II ajouta d'abord peu de foi aux paroles de Jean de Castro, et ce dernier n'arriva pas sans grandes difficultés à le convaincre : sur son insistance, cependant, il finit par ordonner qu'on procédât à un essai de la matière.

Cet essai réussit complètement, et les expériences faites ensuite sur l'alun, à Florence et à Venise, donnèrent aussi un très-bon résultat.

Pie II, comprenant alors l'utilité de cette découverte, en donna aussitôt la concession à Jean de Castro, et pour démontrer beaucoup mieux l'importance qu'il attachait à cette affaire, il combla d'honneurs Jean de Castro et décréta qu'une statue, portant cette inscription : « *Joanne di Castro, Aluminis Inventori*, serait érigée en son honneur.

Ce fut alors seulement que l'on commença d'exploiter un peu sérieusement, et que l'on construisit le premier établissement pour la fabrication de l'alun.

Jean de Castro dirigea lui-même les travaux, et dès la première année on en retira un produit net de 95.000 écus d'or : l'écu romain valait alors 5¹/₃₈.

Plus tard, sous le pontificat de Paul II, il s'éleva un différend entre la cour pontificale et les barons de la Tolfa, qui prétendaient être les propriétaires des mines.

Protégés par la forte position de leur château, dont les ruines existent encore aujourd'hui, ils soutinrent même leurs prétentions par les armes, et ce fut par l'intermédiaire de la famille Orsini et du roi de Naples, que la cour pontificale se décida à transiger avec eux et leur acheta leur fief et tous leurs droits moyennant la somme de 17.000 écus d'or.

Les Papes qui succédèrent ensuite à Paul II jusqu'à Urbain VIII, continuèrent aussi à s'intéresser d'une manière toute spéciale à ces mines : elles se développèrent de plus en plus, et le pape Sixte IV vint les visiter le 1^{er} octobre 1481.

Au commencement du seizième siècle, elles furent données à l'entreprise à Auguste Chigi ; mais on ignore à quelles conditions : on trouve seulement dans la bulle de Léon X que l'entrepreneur d'Allumière devait fournir à titre de dîme au gouvernement pontifical 1.200 cantars d'alun.

Ce qu'il y a de positif, c'est que le susdit Chigi retira de très-grands bénéfices de cette entreprise, et que ce fut en compensation qu'il fit construire la belle église de Santa Maria della Sughera, près de la Tolfa.

Ce fut à cette même époque que fut abandonnée la première fabrique d'alun et que l'on en bâtit une nouvelle beaucoup plus importante dans un endroit voisin qui fut appelé Allumière. Un certain nombre d'ouvriers vinrent s'y fixer, et peu à peu s'est ainsi formée la bourgade de ce nom, qui constitue aujourd'hui une commune d'environ 2.000 habitants.

Le pape Grégoire XIII y fit construire, vers l'an 1580, le palais Caméral, appartenant aujourd'hui à la nouvelle Société, propriétaire des mines.

A cette époque, le gisement de l'Allumière commença déjà à perdre de son importance par suite de la découverte des gisements de Montioni (Toscane).

A la famille Chigi succédèrent ensuite divers entrepreneurs, qui pendant près de trois siècles payèrent une redevance moyenne annuelle de 29.100 écus d'or.

Enfin, en 1824, les mines, avec tous leurs annexes, furent administrées directement par le gouvernement pontifical, qui en confia la direction au marquis Lorenzo Calabrizi.

On améliora notablement l'établissement de l'alun : on construisit de nouvelles maisons pour les ouvriers, et on donna une plus grande activité à l'exploitation des mines, que les

Apparition
de
l'alun artificiel.

entrepreneurs précédents avaient laissées dans un triste état.

Mais, à ce moment, la découverte de l'alun artificiel vint diminuer très-sensiblement l'importance de l'alun romain, et malgré tous les efforts que fit le pape Grégoire XVI pour lutter contre la concurrence de ce nouveau produit, il n'en arriva pas moins que la fabrication de l'alun romain commença à devenir fort languissante, et que son exportation alla s'affaiblissant de plus en plus, pour cesser presque complètement quelques années après.

L'alun romain avait cependant sur l'alun nouvellement fabriqué une supériorité généralement reconnue, et telle qu'en Italie il fut toujours très-apprécié, malgré son prix beaucoup plus élevé.

Ce fut, suivant Knab, dans la Thuringe et la Saxe, que commencèrent à s'établir, vers la fin du XVII^{me} siècle, les premières fabriques d'alun artificiel, et puis un siècle plus tard, dans le Yorkshire en Angleterre.

Chaptal fut celui qui fit faire les plus grands progrès à cette fabrication.

En 1788, il résuma ses études sur ce produit dans un rapport qu'il adressa à l'Académie des sciences de Montpellier : mais c'est, en somme, à Vauquelin que l'on doit la connaissance de la vraie nature de ce sel et de ses diverses propriétés. Aussi arriva-t-il bientôt que l'alun romain dut baisser encore très-sensiblement de prix, à tel point que le gouvernement pontifical y perdait de 8 à 10.000 écus par an.

une diminution dans le nombre des ouvriers, s'alarmèrent et cherchèrent par toute sorte de moyen à s'opposer à ce nouvel ordre de choses. Le sieur Masi persista néanmoins pendant quelques années, après lesquelles il se retira.

Enfin, en 1867, ces mines passèrent sous la direction de M. Klitsche de la Grangé, qui apporta à l'exploitation quelques améliorations.

On tenta en même temps de nombreux essais en vue d'améliorer la fabrication de l'alun ; mais le prix de revient n'en resta pas moins toujours fort élevé, de sorte qu'il devenait tout à fait impossible de lutter avec les nouveaux aluns.

Tel était l'état des choses, lorsqu'en 1873, le gouvernement italien se décida à mettre en adjudication les mines et propriétés domaniales d'Allumière, lesquelles furent acquises à bas prix par une Société française.

CHAPITRE II.

Situation géographique. — Description géologique et composition des principales roches.

Le gisement alunifère, qui fait l'objet de cette notice, se trouve dans la province de Rome à 15 kilomètres N.-E. de Civita-Vecchia. Situation géographique.

La route qui relie cette petite ville avec le village d'Allumière fait des coudes très-nombreux, et a des pentes excessivement rapides, qui vont jusqu'à 15 et 16 p. ‰.

On s'élève ainsi graduellement jusqu'à 465 mètres au-dessus du niveau de la mer.

A 3 kilomètres d'Allumière se trouve le village de la Tolfa, beaucoup plus important et beaucoup plus ancien que le premier.

D'après la carte qu'il a dressée, et que nous reproduisons PL. XXVI, Fig. 2, on voit que dès qu'on quitte Civita-Vecchia, en suivant la route dont il vient d'être parlé, on rencontre d'abord les terrains d'alluvion. Ces derniers sont surtout caractérisés par diverses variétés de bancs de sable très-ferrugineux, et par d'énormes dépôts d'un calcaire appelé *travertin*, offrant des teintes très-variées.

Après, viennent les sables jaunes, alternant avec les marnes grises, bien connus comme appartenant, dans toutes ces contrées, au pliocène supérieur; puis ce sont les calcaires et schistes du terrain éocène. Les premiers sont en général compacts et à cassure conchoïde : certaines assises sont argileuses, de couleur grise, et correspondent au calcaire *alberese* de la Toscane; cette dernière variété est prédominante.

Les schistes sont également très-argileux et de couleur plus ou moins grise.

**Terrain
trachytique.**

Au-delà apparaît le terrain trachytique, avec les filons d'alunite qui nous intéressent. PL. XXVI, Fig. 2.

Cette dernière roche forme une grande masse, due à diverses éruptions, et donnant lieu à de nombreuses coupoles, au milieu des terrains compris entre les monts de la Tolfa et les anciens cratères Sabatino et Cimino.

Ces éruptions eurent très-probablement lieu lors des premières phases volcaniques qui occasionnèrent l'ouverture de ces cratères, vers la fin de l'époque tertiaire et au commencement de la quaternaire : c'est ce que confirme le déplacement des assises de formation miocénique et éocénique.

M. Ponzi parle dans son mémoire de deux éruptions principales : la première, qui aurait d'abord donné naissance à tout ce groupe de montagnes de Tolfa et d'Allumière, et qui souleva en même temps les assises éocéniques, à travers lesquelles elle dut se faire jour, et la seconde, qui aurait eu lieu plus tard, à la fin de l'époque miocénique, et qui en souleva à son tour les dernières assises déposées.

Ce serait cette deuxième et dernière éruption qui aurait amené à travers les premiers trachytes d'autres trachytes, qui se seraient ensuite métamorphisés en partie, sous l'influence des vapeurs sulfureuses.

Mais si on observe plus attentivement les diverses variétés de roches trachytiques qui forment les différentes coupes, il est facile au contraire d'en distinguer trois principales qui nous feraient plutôt rattacher chacune d'elles à des formations différentes.

Trachytes terreux ou domite. — Trachytes quartzeux et granitoïdes. — Ces deux variétés de roches, interposées entre elles, couvrent au Nord et au Nord-Est une vaste étendue du territoire alunifère, et présentent un système très-compiqué d'amas et de filons, dû à l'éruption postérieure des trachytes quartzeux et granitoïdes, lesquels, pénétrant à travers les premiers, vinrent en certains points affleurer et former des bancs très-étendus. On comprend, en effet, que là où les roches préexistantes ne présentèrent point une résistance suffisante, la masse éruptive nouvelle dut se répandre en plus grande abondance, contrairement à ce qui avait lieu là où la résistance opposée se trouvait plus forte.

La seconde variété, à pâte siliceuse et compacte, est d'une couleur grise, qui lui donne tous les caractères d'une lave basaltique : le plus souvent elle renferme des quantités considérables de cristaux de quartz, on s'en sert quelquefois dans le pays comme pierre réfractaire.

Les trachytes désagrégés forment de grands bancs superposés et intercalés à la troisième variété, qui comprend les trachytes alunifères. Ils recouvrent à peine ces derniers sur la cime des monts ; mais leur épaisseur va toujours en augmentant jusqu'au fond des vallées. Ces terrains semblent appartenir aussi à la première éruption. Il est à supposer qu'ils ont été déplacés par le soulèvement des trachytes alunifères, et qu'ils ont été désagrégés et altérés par les émanations volca-

niques, qui eurent lieu durant cette période, ce qui explique également comment ils restèrent adossés sur le flanc des montagnes et en remplirent les failles et les interstices.

3^{me} éruption. *Trachytes alunifères.* — Ce sont des roches compactes qui affleurent sur les sommets et sur les flancs escarpés des montagnes, et qui sont recouvertes dans le bas par des trachytes désagrégés. Elles forment des bancs isolés très-considérables et servent d'encaissement aux filons d'alunite.

Dans la partie située au Nord des trachytes de la première formation, où la résistance était moindre, cette éruption se fit jour jusqu'à la surface, traversant les terrains superposés et déplaçant les veines et filons qu'elle rencontra.

Alunite
ou
pierre d'alun.

L'alunite, ou pierre d'alun, est un composé de sulfate de potasse et d'alumine combiné avec de l'hydrate d'alumine. Elle est en général le résultat de l'action des gaz sulfureux sur les roches et laves trachytiques.

L'alumine se transforme alors en totalité ou en partie en sulfate : il se forme du sulfate et de l'hydrate d'alumine ; et comme ces roches contiennent également de la potasse, celle-ci se transforme de même en sulfate.

Le sulfate d'alumine se combine alors avec le sulfate de potasse et constitue l'alun anhydre, lequel se combine ensuite à l'hydrate d'alumine, pour former cette espèce minérale désignée sous le nom d'alunite.

Hypothèse
de formation.

Telle a été bien certainement la loi qui a présidé aussi à la formation des filons alunifères encaissés au milieu des trachytes de la troisième éruption.

Il est à présumer que ce fut lors de cette dernière éruption qu'eut lieu en même temps une émission sulfureuse abondante,

des marnes subapennines, et, dans les calcaires éocéniques métamorphisés en calcaires cristallins et saccharoïdes, une série de sulfures métalliques, tels que sulfures de fer en pyrite martiale, quelquefois convertis en sulfates, sulfures de plomb, de zinc, d'antimoine, de mercure et d'argent; la plupart de ces sulfures se trouvant associés à des carbonates et phosphates.

L'origine de l'alunite est donc due d'une manière générale à la transformation de la roche trachytique, sous l'influence d'une action sulfureuse. Sa constitution, son état cristallin et sa facile décomposition, surtout à une température relativement peu élevée, s'opposent naturellement à faire croire qu'elle ait pu être le résultat direct d'une action ignée. Il est beaucoup plus probable qu'elle a été déposée par des sources thermales qui ont surgi à cette époque et qui ont dû leur origine à des roches éruptives.

On distingue jusqu'à maintenant deux systèmes principaux de filons alunifères.

Divers systèmes
de filons.
Direction
moyenne.

Le premier système a une direction moyenne O. 30° N.-E. 30° S. et se dirige du côté de l'ancien cratère Sabatino, aujourd'hui lac de Bracciano. (Voir la carte FIG. 1, Pl. XXVI.)

Le deuxième système, postérieur au premier, a une direction moyenne O. 6° N., E. 6° S., et se dirige à l'Est de Bracciano, entre les anciens petits cratères de Stracciapapa, Martignani et Nepi.

La bissectrice des directions de ces deux systèmes de filons correspond à O. 18° N., qui est parallèle au système de soulèvement des Apennins.

Tous les filons sont en général très-inclinés, quelquefois même tout-à-fait verticaux : leur puissance est très-variable et comprise entre 0^m,50 et 1^m,50 généralement; en certains points, elle atteint jusqu'à 4 et 5 mètres.

Inclinaison
et puissance
des filons.

Il existe, dirigée du N.-O au S.-E., une grande faille, récemment découverte, qui déplace les divers filons qu'elle ren-

Grande faille.

contre, et qui va se perdre ensuite dans les trachytes de la première formation, au-delà du village de Cave-Vecchie. Cette faille présente une épaisseur moyenne de 50 mètres et est composée d'un sable trachytique en petits grains, au milieu duquel on trouve même très-souvent des blocs d'alunite, ce qui fait naturellement supposer qu'elle a été remplie par des détritiques amenés par les eaux, à une époque postérieure à la formation des filons.

C'est la seule faille importante qui soit connue jusque-là maintenant.

Caractères
chimiques
et
minéralogiques
de l'alunite.

Généralement l'alunite n'est pas pure : elle contient toujours une plus ou moins forte quantité de gangue, composée de trachyte ou de silice et quelquefois même de kaolin.

Elle est blanche ; mais le plus souvent cependant teintée par le fer en jaune, rouge ou violet : quelquefois cristalline et même cristallisée ; sa dureté est très-variable.

Variété cristallisée. — Cette variété se rencontre rarement à l'état de filons proprement dits : elle est presque toujours mêlée à la variété compacte, au milieu de laquelle elle forme quelquefois des géodes à cristallisation concentrique.

Le plus souvent elle se trouve en masses bacillaires, rayonnées, avec des aiguilles accolées les unes aux autres, et assez fragiles : les cristaux sont généralement teintés en jaune par l'oxyde de fer.

Cette variété est celle qui offre la plus grande pureté et, par suite, le maximum de richesse en sulfate de potasse.

Variété compacte. — Elle forme la généralité des minerais. On la rencontre sous une infinité d'aspects, tant sous le rapport de la couleur que de la dureté. Elle varie également beaucoup au point de vue de la richesse en potasse.

Certaines qualités ressemblent beaucoup au kaolin ; d'autres sont au contraire excessivement quartzieuses et dures.

Nous ferons remarquer que l'alunite étant un composé stable, d'alun anhydre et d'hydrate d'alumine, il s'en suit que

les éléments constitutants doivent toujours être entre eux dans des proportions constantes, et que, par conséquent, connaissant le titre en sulfate de potasse d'un minerai, il sera facile d'en déduire la proportion des autres éléments.

Voici quelle est la composition de l'alunite pure :

Voici quelle est la composition de l'alunite pure :				Composition chimique de l'alunite pure.
Alun anhydre 55	{	Sulfate d'alumine	Alumine.	11,0
		36,5	Acide sulfurique.	25,5
	{	Sulfate de potasse	Potasse.	10,0
		18,5	Acide sulfurique.	8,5
Hydrate d'alumine 45	{		Alumine.	30,0
			Eau.	15,0
Soit.	{	Alumine.		41
		Acide sulfurique.		34
		Potasse		10
		Eau.		15
Total.				100

Mais tous les minerais contiennent une partie stérile, composée généralement de silice, silicate d'alumine et trachyte non décomposé : d'où il résulte que leur teneur en potasse et alumine est toujours inférieure à celle indiquée ci-dessus, et est variable suivant les filons.

En général, les minerais exploitables ont une teneur en sulfate de potasse comprise entre 11 et 17 p. %, soit une moyenne de 14 p. %, au lieu de 18,5 qu'aurait l'alunite pure.

Composition moyenne de l'alunite.

Leur composition à cette dernière teneur est alors la suivante :

Les quantités de fer varient ordinairement entre 0,5 et 1,5 p. %.

CHAPITRE III.

Ancien procédé d'exploitation et de fabrication de l'alun.

Exploitation. L'exploitation du minerai avait lieu autrefois à ciel ouvert. Ce ne fut qu'à partir de 1854 que l'on commença, comme nous l'avons déjà dit, à ouvrir quelques galeries.

De tout temps on s'était naturellement porté de préférence là où les minerais semblaient devoir exister en plus grande quantité, ce qui avait généralement lieu dans les croisements de filons.

Le plus souvent, sur ces points, les filons présentaient une plus grande épaisseur.

Voici comment ordinairement on procédait :

On commençait d'abord par bien reconnaître les filons, en exécutant quelques fouilles sur les affleurements ; et lorsque ce travail avait donné un bon résultat, on creusait à peu près perpendiculairement à la direction une grande tranchée, que l'on appelait *Sboccatura* ; c'était par là qu'avait lieu l'écoulement des eaux et que se faisait la sortie des déblais et du minerai excavé.

On ouvrait aussi, le long des affleurements, de grandes excavations, que l'on élargissait ensuite, au fur et à mesure qu'on allait s'approfondissant.

Ces immenses ouvertures nécessitaient naturellement des transports considérables de terrains, avec lesquels on formait

On peut encore aujourd'hui se rendre parfaitement compte de ce qu'étaient de pareils travaux, en voyant les nombreuses excavations qui entourent l'Allumière, et dont quelques-unes, telles que celles de la Gangalandi, de la Cova-Grande, de la Gregoriana, etc., sont vraiment gigantesques.

Mais lorsque l'alun artificiel fit son apparition, on se vit naturellement contraint de chercher un mode d'exploitation plus économique, et ce fut alors que l'on essaya d'ouvrir quelques galeries : ce système d'exploitation n'est entré vraiment en exécution que depuis que les mines sont devenues la propriété de la Société française actuelle.

Voici maintenant l'ensemble des procédés qui étaient employés pour la fabrication de l'alun :

**Fabrication
de l'alun.**

Dès que le minerai était extrait, il était d'abord torréfié dans des fours à peu près semblables aux fours à chaux. On le disposait en forme de voûte dans la partie supérieure du four, et la partie basse était destinée à recevoir le bois nécessaire à la cuisson.

Torréfaction.

Les flammes étaient obligées de passer à travers le minerai, et c'est ainsi qu'elles le portaient à la température voulue.

Le but de cette opération était de chasser l'eau de combinaison et de rendre, par ce fait, la pierre d'alun soluble. La température théoriquement nécessaire pour cela est de 525° centigrades.

Pour faciliter cette opération, on choisissait de préférence les minerais durs, et, parmi ces derniers encore, les qualités

certaines parties étaient trop calcinées, tandis que d'autres ne l'étaient pas suffisamment. Enfin, la cuisson s'opérant sur des blocs d'un trop gros volume, il s'en suivait inévitablement que les parties internes étaient très-difficilement décomposées, tandis que les parties externes perdaient une fraction considérable de l'acide sulfurique, provenant de la décomposition du sulfate d'alumine; c'est ce que démontraient d'ailleurs pleinement les émanations sulfureuses qui se produisaient.

La plus grande partie des minerais calcinés se réduisait donc ainsi à un mélange d'alun anhydre, et d'alumine également anhydre.

On chargeait généralement 10 tonnes par journée, et la durée de la calcination était d'environ six heures; après quoi, on laissait la masse se refroidir pendant 24 heures.

On étendait ensuite le minerai calciné sur une grande place où il subissait la macération.

Cette opération consistait à laisser la masse alumineuse sous l'influence des agents atmosphériques, et à l'arroser, en outre, plusieurs fois par jour pendant un laps de temps qui était d'environ 2 à 3 mois.

Les réactions qui se manifestaient pendant cette période étaient les suivantes :

Les pierres calcinées, à la suite de l'absorption de l'eau et de l'humidité de l'atmosphère, se délitaient peu à peu, en augmentant de volume, comme la chaux : l'alun anhydre et l'alumine s'hydrataient, et il en résultait une pâte que l'on

au moyen d'un courant de vapeur. On avait soin de maintenir constamment le liquide en mouvement, et lorsque la dissolution était arrivée à une densité déterminée, on la faisait passer dans une nouvelle tine, dite de défécation, et on l'abandonnait là à elle-même pendant une demi-heure environ.

Les substances étrangères se déposaient, et la lessive encore chaude était ensuite amenée dans des vases cylindro-coniques, appelés *cristallisoirs*.

La solution alumineuse, en se refroidissant, garnissait les parois de ces vases de beaux octaèdres; quelquefois cependant la cristallisation avait lieu en cubes; cela arrivait quand la lessive n'était pas bien chaude et que la précipitation s'effectuait au milieu d'un excès d'alumine.

Dans cette opération, on se servait toujours des eaux-mères des cristallisations précédentes, pour n'avoir pas de perte d'alun.

L'alun ainsi obtenu était très-beau, d'une neutralité parfaite, légèrement teinté en rose par suite d'une faible quantité de peroxyde de fer, qui restait interposé dans les molécules cristallisées, et enfin exempt complètement de fer soluble; mais on n'obtenait guère au-delà de 20 à 25 p. % d'alun pur.

Qualité de l'alun obtenu.

Un aussi faible rendement n'a rien qui doive étonner, si on considère les pertes considérables qui avaient lieu dans les diverses opérations.

Rendement.

Le mode de calcination était d'abord très-défectueux: il en résultait, comme nous l'avons dit, pour certains minerais, une calcination trop avancée et, par suite, une perte énorme

Causes d'un aussi faible rendement.

Quand on traite avec l'eau l'alunite déshydratée, on devrait pouvoir obtenir, d'une part, de l'alun en dissolution, et d'autre part, de l'hydrate d'alumine, comme résidu insoluble ; mais il n'en est pas ainsi. Si on soumet la liqueur filtrée à l'évaporation, de manière à obtenir la concentration voulue, il se forme un dépôt blanc, correspondant à 15 p. % de la matière employée, et qui est composé d'alunite artificielle et d'hydrate d'alumine.

L'alumine anhydre est bien insoluble dans l'eau pure ; mais elle est sensiblement soluble dans une dissolution d'alun. Quand on traite par l'eau l'alunite déshydratée, l'alun anhydre exige, pour se dissoudre et cristalliser, 24 équivalents d'eau. Une force chimique agit alors et entraîne la formation de l'hydrate d'alumine, lequel agit à son tour sur la partie de l'alun qui n'a pas encore pris ses 24 équivalents d'eau, et reconstitue de l'alun basique ou de l'alunite artificielle.

M. Neuman avait déjà constaté cet autre fait non moins important, c'est que les solutions neutres d'alun potassique à 100° se dédoublent en alun basique et en acide libre : cet alun basique n'est autre que de l'alunite artificielle qui se reconstitue.

Pour éviter cette formation d'alun basique, il suffira de saturer l'hydrate d'alumine en dissolution par de l'acide sulfurique ; c'est ce que l'on avait déjà tenté de faire autrefois, en vue de remplacer l'acide sulfurique perdu pendant la calcination ; seulement, les résultats n'ayant pas été heureux, on avait dû revenir à l'ancien procédé.

le minerai, et qu'alors celui-ci, une fois calciné, se trouvait contenir, en même temps que du sesquioxyde non attaqué, une certaine quantité de sels de fer.

Une partie de ces sels passait déjà à l'état insoluble, sous l'influence des agents atmosphériques, et ceux qui restaient encore au moment où avait lieu la dissolution de la pâte, étaient ensuite précipités par l'alumine en excès.

L'alumine doit déplacer son isomorphe le sesquioxyde de fer ; or, comme lors de la macération, il y avait nécessairement formation de sulfates basiques d'alumine, il s'en suivait que lorsque la matière était ensuite soumise à l'ébullition, l'alumine en excès agissait aussitôt sur les sels de fer, en précipitant ces derniers à l'état de sesquioxyde, lequel s'ajoutait dans les résidus à celui devenu déjà insoluble.

Cette propriété de l'alumine a été même mise plus tard très-avantageusement à profit, dans les nouveaux procédés industriels du traitement de l'alunite.

Comme conséquence de son traitement et de la nature du minerai, l'alun romain devait être encore tout naturellement neutre et généralement basique : c'étaient évidemment toutes ces qualités qui l'avaient toujours fait préférer à tous les autres produits similaires ?

**Neutralité
de l'alun.**

CHAPITRE IV.

Nouvelle méthode d'exploitation. — Atelier de broyage.

Tel était encore le mode de fabrication que l'on employait à l'arrivée de la nouvelle Société, qui chercha aussitôt à en tirer un meilleur profit.

**Nouvelle
méthode d'ex-
ploitation.**

Sur les conseils de M. l'ingénieur des mines, Fuchs, un plan sérieux et raisonné d'exploitation souterraine fut d'une part arrêté et mis immédiatement à exécution, tandis que d'un autre côté ce dernier donnait aussi les éléments nécessaires pour monter un atelier de broyage avec tous ses accessoires ; car l'intention de la Société, au début, était de se borner à

vendre directement aux fabricants d'alun son minerai réduit en poudre, tout prêt par conséquent à subir les nouveaux procédés industriels. Mais, à la suite de circonstances que nous n'avons pas à rappeler ici, elle dut plus tard renoncer à ce projet et se décider à fabriquer elle-même son alun.

Le gisement alunifère se trouve, comme nous l'avons déjà dit, encaissé à l'état de filons dans les trachytes de la troisième éruption.

Les anciennes excavations à ciel ouvert s'étant le plus souvent arrêtées à des parties retrécies et quelquefois même stériles, on avait cru pouvoir en déduire que les minerais étaient à peu près épuisés.

Il importait donc doublement à la nouvelle Société de savoir au plus tôt sur quoi elle pouvait compter de ce côté ; aussi ne négligea-t-elle rien pour entreprendre tous les travaux jugés pour cela nécessaires.

On ouvrit d'abord à différents niveaux un certain nombre de galeries à travers-bancs destinées à reconnaître les principaux filons anciennement exploités à ciel ouvert, et lorsque la plupart les eurent rencontrés, ce qui ne tarda pas à arriver, on se mit à les suivre en direction et à procéder en même temps à leur aménagement.

Plus tard, lorsque les galeries en direction ont été plus avancées, on chercha par de nouveaux travers-bancs à reconnaître d'autres filons intermédiaires, et qu'il eût été plus coûteux d'explorer directement par le dehors.

On effectua, en outre, sur différents points une foule d'an-

minerais reconnus exploitables est aujourd'hui d'au moins trois cent mille tonnes.

La surface alunifère paraît s'étendre sur une longueur de 5 kilomètres et une largeur de 3 kilomètres.

Surface
alunifère.

Parmi les filons connus, les plus importants sont ceux du Forno, de la Providence, de Trimere, de Rotella et de la Trinita : tous ces filons avaient été généralement exploités autrefois à ciel ouvert.

Principaux
filons.

Nous citerons encore, parmi les filons d'une moindre importance et moins explorés que les premiers, ceux du puits Gustave, de la Gangalandi, de Vittorio, de la Madona, du Ponte, du Poraccio, des Romani, de la Cave-Vecchie et des Grazie, etc.

L'amont-pondage que présentent en général tous ces filons, et qui sera susceptible d'être très-facilement exploité par des galeries aboutissant au jour, est en moyenne d'environ 100 mètres de hauteur verticale.

En outre, il y a tout lieu de supposer que ces mêmes filons doivent se continuer à une certaine profondeur. Peut-être même ne sont-ils que la ramification d'une masse bien autrement importante existant à un niveau inférieur.

Il est très-probable aussi qu'il doit exister bien d'autres filons intermédiaires, restés encore inconnus.

Tous les filons présentent généralement en direction des ondulations presque continues. Ils sont également sujets à des amincissements très-fréquents, ce qui rend l'exploitation assez coûteuse.

Leur inclinaison devient aussi quelquefois inverse sur une certaine étendue.

L'espace qui les sépare est ordinairement assez considérable. Il est occupé assez régulièrement, après chaque filon, par une

**Nature
des éponges.**

Très-souvent les éponges des filons sont formées d'une épaisseur variable de kaolin, résultat de la décomposition de la roche trachytique.

En certains points même cette dernière substance arrive à remplacer complètement l'alunite.

Dans tous les cas, elle est toujours l'indice le plus certain de l'existence d'un filon alunifère.

**Exploitation :
Traçage.**

On s'est encore borné jusqu'ici à faire un simple traçage, consistant en galeries suivant la direction et l'inclinaison, se limitant pour ces dernières à celles absolument indispensables à cause de la forte pente des filons, et de la nature de leurs éponges.

Ces divers traçages ont été généralement faits de manière à diviser chaque filon en étages, pouvant être très-facilement desservis par des galeries aboutissant directement au jour.

L'enlèvement des piliers se fera plus tard et il nécessitera très-certainement dans la plupart des cas l'emploi de remblais. On pourra se procurer assez facilement ces derniers dans les détritiques des anciennes excavations.

Abattage.

L'abattage du minerai se fait presque tout à la poudre. Il n'y a que dans les passages un peu friables que l'emploi du pic devient suffisant. Les ouvriers sont payés soit au mètre courant de galerie, soit au wagon de minerai ; dans ce dernier cas, on leur donne un supplément de prix par mètre, lorsque le filon s'amincit.

Chaque piqueur abat en moyenne 600 kil. de minerai par jour, et il gagne à prix fait de 2^lres, 50 à 3 livres.

Le système des prix faits n'a pas pu jusqu'ici être appliqué sur des bases bien larges, tant à cause du peu de connaissance que l'on a encore des roches encaissantes, que de la grande

fait au commencement de chaque mois lui sera invariablement conservé jusqu'à la fin, à moins qu'il ne survienne un changement très-sensible dans la nature de la roche ou dans l'épaisseur du filon.

Comme généralement ces variations avaient lieu assez brusquement, on éprouvait rarement des difficultés de ce côté.

Le tirage à la poudre avait lieu autrefois au moyen de cannettes soufrées et de bourroirs simplement en fer, que l'on frappait à grands coups de massette. On versait même directement la poudre dans le trou. La cartouche n'était employée que lorsque la roche était humide, et, dans ce cas, on la plongeait préalablement dans un bain de goudron.

Un pareil mode de procéder était évidemment très-dangereux ; aussi fut-il supprimé.

La cartouche devint complètement obligatoire.

On adopta les mèches de sûreté et les bourroirs métalliques à bout de cuivre. Plus tard, on remplaça même ces derniers par des bourroirs en bois, dont on a toujours été satisfait.

Le roulage jusqu'au jour est fait par les mineurs eux-mêmes ; mais lorsque les travaux seront plus développés, il sera préférable de l'effectuer avec des chevaux ou des mulets.

Roulage.

Le pays offrant d'immenses ressources pour les pâturages, on nourrit ces derniers à très-bon compte.

Toutes les galeries principales sont munies de rails plats en fer ayant 0^m,060 sur 0^m,018.

La largeur de la voie est de 0^m,600, et les wagons ont une contenance de 0^m³,350, ce qui correspond à un poids de minerai de 500 kil. environ ; ils sont à bascule, pour faciliter leur déchargement.

chêne, qui croît en assez grande abondance dans ces contrées. Plus tard, dans les galeries secondaires, ou dans les chantiers de dépilage, on pourra très-bien employer d'autres essences plus ordinaires, et qui sont également très-abondantes, telles que le hêtre, le charme, etc.

Le boilage est ordinairement exécuté par des ouvriers spéciaux, la généralité des mineurs ne sachant encore que très-médiocrement boiser.

Triage.

Le minerai abattu est trié d'abord très-grossièrement à l'intérieur par les ouvriers du chantier. C'est au dehors qu'est opéré ensuite par des hommes spéciaux appelée *ceruitori*, un triage beaucoup plus soigné et qui exige même souvent le cassage des blocs pour en mettre de côté certaines parties reconnues trop pauvres.

Ce travail se fait à la journée. On paie les trieurs 2 livres par jour.

Prix de revient moyen.

Voici quel est le prix moyen de la tonne de minerai extrait et entassé sur le carreau de la mine :

Frais de surveillance directe	0 ^l ,250
Main-d'œuvre proprement dite d'abattage	3,250
Roulage	0,250
Chemins de fer, entretien du matériel.	0,200
Triage	0,450
Poudre et mèches.	0,500
Eclairage	0,200
Outillage	0,300
Boilage.	0,450
Réparations diverses.	0,100
Travaux stériles, amincissements de filons, etc. .	0,750
Total.	6^l,700

Le transport des minerais du carreau des mines à l'atelier de broyage est effectué au moyen de tombereaux trainés par des bœufs ou des chevaux.

Transport
à l'usine.

La distance moyenne est de 1.500 mètres, et pour la plupart des mines, on a à franchir des pentes assez fortes. On paie, par tonne, 1^{1re}, 25.

L'œil exercé du trieur arrive bien généralement à reconnaître ce qui est bon et ce qui doit être définitivement rejeté; mais il est très-difficile de pouvoir juger d'une manière suffisamment approximative du degré de richesse des minerais en alun naturel, à moins que ce ne soient des qualités exceptionnelles et cristallisées.

Prises d'essai.

Il devient par conséquent, le plus souvent, indispensable d'avoir recours à l'analyse.

D'un autre côté, tous les filons ne présentent pas la même richesse : cette dernière varie même très-souvent pour les minerais d'un même filon.

De là donc la nécessité, pour arriver à une teneur moyenne déterminée, de connaître parfaitement la richesse moyenne d'une masse donnée.

Pour obtenir le mieux possible ce résultat, on commence d'abord par former, sur le carreau de chaque mine, différents tas, renfermant chacun des qualités aussi peu variables que possible, et au fur et à mesure que ces tas se font, on effectue journellement sur les minerais différentes prises d'essai.

Voici comment on exécute cette première opération :

On prend au hasard, sur le produit trié de chaque wagon,

Là on la réduit en poudre très-fine, et c'est de cette poudre que l'on prend enfin ce qui doit servir à l'analyse.

On arrive ainsi à connaître assez exactement pour chaque tas terminé la teneur moyenne en alun naturel.

La même opération peut se répéter pour les minerais qui sont apportés à l'usine de broyage. On y forme aussi des tas de différentes qualités, tant au point de vue de la richesse que de la dureté, car il est très-important pour le broyage que la dureté moyenne du mélange soit aussi constante que possible.

Analyse industrielle.

L'analyse industrielle se fait ensuite très-rapidement de la manière suivante :

Le minerai à analyser étant réduit en poudre très-fine, on commence par lui faire perdre son humidité naturelle, en le soumettant à une température de 150° au plus.

Après, on prend 1 gramme de cette poudre desséchée, et on la calcine à mort, en la portant dans un creuset de platine à une température de 900° environ. Cette opération doit se faire graduellement de manière à ce que ce soit d'abord l'eau de combinaison qui s'en aille, et puis ensuite l'acide sulfurique, au fur et à mesure que la température s'élève.

Cette opération exige au plus une demi-heure.

Dès qu'elle est terminée, on pèse généralement à nouveau pour déduire la perte à la calcination, et d'après le chiffre constaté, on peut déjà être grossièrement fixé sur sa richesse en sulfate de potasse.

Le minerai calciné se compose d'alumine, de peroxyde de fer, de silice ou trachyte, toutes matières insolubles, et de

chlorure de platine, et l'acide sulfurique avec le chlorure de baryum. D'autres fois, on transforme la poudre en alun, et, du poids obtenu, on déduit le sulfate de potasse contenu; mais le premier mode de titrage est de beaucoup préférable, parce qu'il est bien suffisant et qu'il exige beaucoup moins de temps.

Le nouveau procédé de traitement exigeant que le minerai soit transformé en poudre d'une certaine finesse, il avait donc fallu établir un atelier de broyage.

Opérations
composant
le broyage.

Le minerai est d'abord réduit en morceaux de 0^m,04 à 0^m,05 de côté, puis séché et enfin broyé.

La première de ces opérations, le concassage, est faite au moyen d'un concasseur à mâchoires, système américain, mis en mouvement par une locomobile de quinze chevaux.

Concassage.

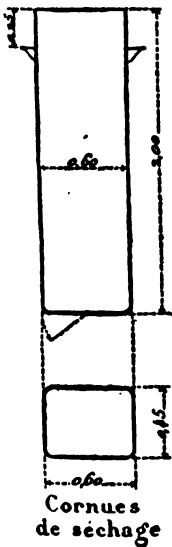
Les diverses qualités de minerai, de richesses différentes, y sont amenées suivant une proportion déterminée, et on obtient déjà par là, bien que très-grossier, un premier mélange.

Les blocs les plus durs sont réduits immédiatement en morceaux, mélangés d'une quantité de parties plus fines.

Avec un nombre suffisant de chargeurs, on peut arriver facilement à broyer 5.000 kil. à l'heure, pour une vitesse de 250 tours par minute.

Les minerais concassés passent ensuite à un four de séchage, où ils perdent leur humidité naturelle, chose indispensable pour pouvoir les bluter.

Séchage.



A cause de la proportion assez considérable de menus, on avait dû renoncer au four coulant, et on avait adopté le système de four suivant que facilitait, en outre, notamment l'opération du déchargement, toujours assez pénible, et par suite coûteuse, lorsqu'il s'agit de matières chaudes et poussiéreuses.

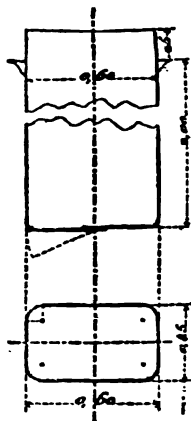
**système de four
employé.**

Le four en question se compose de deux rangées, chacune de cinq tuyaux ou cornues en fonte, placés verticalement tout près l'un de l'autre dans une chambre en maçonnerie, avec un grand foyer dans le milieu, pour recevoir du bois, et principalement des fascines.

Ces cornues ont la forme et les dimensions données par le croquis ci-contre. Elles sont ouvertes par le haut ; le bas est fermé par une partie fixe et une partie mobile.

La partie inférieure se trouve à une hauteur telle qu'un wagonnet puisse librement circuler au-dessous.

L'espace qui sépare les diverses cornues d'une même rangée est muré jusqu'aux $\frac{2}{3}$ de la hauteur, de sorte que les flammes s'élèvent d'abord dans le haut en léchant une première moitié des tuyaux et redescendent ensuite le long de l'autre moitié, pour se rendre de là dans la cheminée.



Chaque tuyau correspond en volume à un wagonnet.

La partie supérieure du four se trouvant au même niveau que le bas du concasseur, le chargement s'en effectue très-facilement à la brouette. Quant au déchargement, il suffit de faire sauter le crochet qui tient fermée la porte de chaque cornue, pour que tout le minerais descende de lui-même dans le wagon. Cela fait, on remet le crochet, et on procède au remplissage de la cornue.

Les cornues sont vidées régulièrement les unes après les autres. L'intervalle de temps entre la vidange de deux tuyaux consécutifs est naturellement réglé suivant l'état d'humidité des minerais. On comprend, par conséquent, l'importance qu'il y a à ce que ces derniers soient mis autant que possible à couvert, principalement les minerais friables et les menus.

La durée du séchage en hiver est de cinq heures au moins,

soit une production, par 24 heures, d'environ 20 tonnes. En été, on peut aller facilement jusqu'à 30 et 35 tonnes.

On pourrait certainement faire plus, tant en hiver qu'en été, en élevant davantage la température ; mais alors on courrait risque que les minerais, surtout ceux qui touchent les parois des cornues, ne perdissent une partie de leur acide sulfurique. Il est bien préférable de maintenir à une température relativement basse, et de laisser séjourner le minerai un peu plus longtemps.

Afin de permettre à la vapeur d'eau des couches inférieures de se dégager directement au dehors, on a introduit plus tard, dans le milieu de chaque cornue, une cloison mobile, composée de deux tôles juxtaposées, formant ainsi, sur toute la hauteur, une gaine d'une largeur de 2 centimètres, et percées chacune d'une série de trous circulaires. Cette addition a donné un excellent résultat.

Le minerai, à sa sortie du four, est porté dans un grand magasin où il se refroidit avant d'être broyé.

Broyage.

Le système de broyeur adopté jusqu'ici est le désintégrateur Carr. L'atelier de broyage comprend deux de ces appareils, du diamètre de 1^m,300, avec tous leurs accessoires, et pouvant fonctionner séparément ou en même temps, suivant la convenance.

Désintégrateur
Carr.

Chaque broyeur reçoit le minerai par le canal d'une vis sans fin, à la tête de laquelle vient le déverser une chaîne à godets. Celle-ci s'élève d'une fosse, où sont vidés directement les wagonnets venant du magasin de refroidissement.

par mètre. Chacune d'elles est garnie de deux toiles métalliques : l'intérieure est à grosses mailles ; elle est destinée à retenir toutes les parties plus grosses et à préserver ainsi la seconde beaucoup plus susceptible de se détériorer.

Cette première toile est indispensable.

Jusqu'ici on a employé la toile en laiton n° 12 ; mais un essai sérieusement fait a démontré qu'il est bien préférable d'y substituer des tôles en fer perforées.

La toile extérieure, qui est celle qui détermine la finesse de la poudre est du n° 50.

Moteur.

Le moteur est une machine horizontale de la force de 100 chevaux, et munie d'une détente Meyer.

Le diamètre du cylindre est de 0^m,800, et la course du piston de 0^m,900.

Le volant a 6 mètres de diamètre et son poids total est de 20.000 kilogrammes ; il porte lui-même les deux poulies qui servent à transmettre le mouvement à l'arbre principal de transmission.

Générateurs.

Les générateurs sont au nombre de trois, et composés chacun d'un corps de chaudière et de deux bouilleurs. La surface totale de chauffe est de 120 mètres carrés.

On emploie le bois comme combustible.

Production journalière.

La production journalière de dix heures de travail est de 28 à 30 tonnes, et la force motrice nécessaire d'environ 70 chevaux, pour une vitesse de broyeur de 450 à 500 tours par minute. On voit que ces broyeurs absorbent une force considérable.

La dureté des minerais est très-variables, mais généralement

Voici quelle est pour les différentes pièces qui composent le broyeur Carr, la moyenne du tonnage produit dans les conditions précitées :

1° Pour les trois rangées extérieures de barreaux.	225 ^{ton.}
2° Pour la quatrième rangée intérieure	1.200
3° Pour les deux petits cercles intérieurs	225
4° Pour le grand cercle simple extérieur	750
5° Pour le cercle double.	1.500
6° Pour le petit tourteau du broyeur	3.000

Quant au grand tourteau, nous n'avons pu en préciser la durée, attendu que nous n'avons pas été amenés encore à le remplacer ; mais en lui attribuant un travail d'environ 4.000 tonnes broyées, nous ne croyons pas nous éloigner beaucoup de la vérité.

En prenant pour base les chiffres précédents, on arrive à composer comme suit la dépense résultant de l'usure du broyeur :

Dépense
résultant
de l'usure.

Pour le grand tourteau	$\frac{545^k \times 0^1,06}{4000}$	$= 0^1,0817$
Pour le petit tourteau	$\frac{245^k \times 0^1,60}{3000}$	$= 0^1,0490$
Pour le cercle double	$\frac{127^k \times 0^1,150}{1500}$	$= 0^1,1270$
Pour le cercle simple extérieur.	$\frac{53^k \times 0^1,50}{750}$	$= 0^1,0353$
Pour les deux autres petits cer- cles	$\frac{65^k \times 0^1,50}{225}$	$= 0^1,1444$
Pour les barreaux intérieurs (acier)	$\frac{65^k \times 1^1,00}{1300}$	$= 0^1,0500$

Avec un meilleur outillage, on arrivera facilement à réduire cette dépense à 1 lire par tonne.

Il conviendra également de donner au broyeur une vitesse supérieure à celle de 500 tours par minute ; nul doute qu'on n'augmente ainsi son débit, en diminuant surtout la proportion des refus, et qu'on aura une usure proportionnellement moins élevée ; mais quoiqu'il en soit, cette dernière constituera toujours un très-grand inconvénient pour ce système de broyeur.

A côté de cela, il faut reconnaître cependant que l'on obtient d'un seul jet 75 p. % de produit bluté et parfaitement mélangé.

Refus. Les refus, à leur sortie des blutoirs, sont repris par une chaîne à godets et ramenés au broyeur où ils se mélangent à la matière nouvellement apportée.

Transport de la poudre à l'usine de Civita - Vecchia. Quant au minerai en poudre, il est chargé directement dans des sacs, que l'on emmagasine ensuite en attendant leur expédition à Civita-Vecchia, où a lieu le traitement. On l'y transporte, au moyen de charrettes, au prix de 7 livres la tonne.

Prix de revient moyen de la tonne broyée. Voici maintenant quel est le prix moyen de la tonne broyée et blutée pour les trois opérations du concassage, séchage et broyage :

		Par tonne blutée.	
Concassage.	{	Main-d'œuvre.	0 ^l ,265
		Combustible.	0,183
		Huile et graisse.	0,024
		Fournitures diverses. . . .	0,011 0 ^l ,483
Séchage . .	{	Main-d'œuvre.	0 ^l ,630
		Combustible.	0,800
		Huile et graisse.	0,020

Broyage . .	{	Main-d'œuvre.	0 ^l ,725	
		Combustible.	3,250	
		Huile et graisse.	0,200	
		Fournitures diverses. . . .	0,175	
		Entretien des broyeurs. . .	1,231	5 ^l ,581
		Total.	7 ^l ,569	

CHAPITRE V.

Nouveau procédé de fabrication de l'alun.

La nouvelle méthode de traitement du minerai consiste, **Calcination.** comme autrefois, à le soumettre d'abord à une calcination, ayant pour but de lui faire perdre son eau de combinaison et de le rendre attaquable.

Cette opération est effectuée dans des fours à réverbère, composés de deux soles, avec voûte très-plate. On charge d'abord sur la sole la plus éloignée du foyer. On met la charge dans une trémie placée à la partie supérieure et munie d'un registre ; elle est ordinairement de 500 kilogrammes.

Aussitôt que la déshydratation commence, la matière devient excessivement coulante. On a soin de brasser souvent, et, après deux heures environ, on passe la charge sur la deuxième sole.

On l'y laisse encore deux autres heures à une température de 900° environ, et dès qu'on juge la déshydratation terminée, on la défourne.

Il faut avoir soin, chaque fois que l'on brasse la matière, de fermer le registre de manière à diminuer l'entraînement.

sorte que pour obtenir une déshydratation à peu près complète, il faut nécessairement perdre de l'acide sulfurique.

En général, cette perte varie entre 7 à 8 p. %, soit plus de la moitié de l'acide sulfurique combiné. Ce fut dans le but d'utiliser cet acide que l'on essaya au début de calciner la poudre avec un mélange de chlorure de potassium.

L'acide sulfurique anhydre, en présence de ce dernier sel, le décompose, et donne lieu à du sulfate de potasse et du chlore libre, qui attaque à son tour le fer et l'alumine pour former des chlorures, lesquels se volatilisent en partie, ou restent mélangés à la poudre, à laquelle ils donnent, après le refroidissement, une couleur jaune caractéristique.

La proportion de chlorure de potassium qu'il convient d'employer doit évidemment être en raison de la perte moyenne d'acide sulfurique. Cette perte étant de 7 à 8 p. %, on ajoute de 13 à 14 p. % de chlorure : on récolte environ $\frac{2}{3}$ d'alun et $\frac{1}{3}$ de sulfate d'alumine.

Mais si l'on veut n'obtenir que de l'alun, il convient alors d'ajouter toute la dose de chlorure nécessaire pour produire la quantité de sulfate de potasse correspondante à celle de l'alumine.

Ce procédé au chlorure, malgré tous les grands avantages qu'il semblait au premier abord devoir présenter, ne tarda pas néanmoins à être abandonné.

Composition
de la poudre

La poudre calcinée présente une composition variable, suivant que la calcination a été plus ou moins avancée, et a occa-

La calcination opérée, on procède ensuite à l'attaque de la poudre déshydratée.

Attaque
de la poudre.

Cette seconde opération s'effectue dans une cuve dite *cuve de cuite*, au fond de laquelle se trouve un serpentín, ayant le plus de spires possible, de manière à obtenir un prompt chauffage.

On introduit d'abord l'acide sulfurique des chambres de plomb marquant 50 à 52°, et dans les proportions voulues. On introduit la vapeur dans le serpentín aussitôt qu'il est couvert par l'acide. L'eau de condensation se rend dans une autre cuve placée à côté. On fait ensuite arriver de l'eau ordinaire ou des eaux très-faibles en degré, provenant du lavage des boues, et on ramène aussi rapidement que possible l'acide à 30°.

Au bout d'une demi-heure au plus, le liquide atteint la température de 80°. On commence alors à y jeter peu à peu la poudre, en ayant soin de l'agiter continuellement, afin de favoriser la réaction.

Les choses sont ainsi maintenues pendant deux heures, après lesquelles on ajoute la quantité de sulfate de potasse correspondante, et puis le complément de l'eau qui est nécessaire à l'opération (1).

Après deux autres heures d'un brassage assez énergique, on cesse alors de faire arriver la vapeur dans le serpentín; on couvre la cuve et on laisse le tout en repos pendant quelques heures. Les parties lourdes se déposent : alors on fait écouler

les eaux chargées d'alun dans les bassins où doit se faire le dépôt de l'alun en farine.

Alun en farine. Ce dernier s'obtient en agitant continuellement les eaux, jusqu'à leur presque complet refroidissement. A ce moment, on laisse se déposer tranquillement cet alun, de manière à enlever les eaux-mères pour les utiliser ailleurs.

La cristallisation se fait beaucoup plus rapidement, et on a le grand avantage de pouvoir aussi éliminer plus facilement le fer. On fait égoutter l'alun fin dans des trémies. On lui fait subir un lavage avec de l'eau saturée d'alun, puis on le redissout.

Alun cristallisé. On le coule de là en moules pour le transformer en gros cristaux. On obtient ainsi une très-belle qualité d'alun.

Les résidus siliceux sont en même temps soumis à différents lavages, de manière à y laisser le moins possible d'alun anhydre.

La quantité d'acide sulfurique à ajouter pour une poudre calcinée suivant l'analyse précédente est de 125,86, et cello en sulfate de potasse de 40,81 pour 100 de poudre calcinée.

Il importe donc de bien connaître par avance la composition de la poudre calcinée, afin de ne pas être exposé à mettre ni trop ni pas assez de réactifs.

**Quantité
d'alun obtenu.**

Dans tous les cas, on devrait théoriquement obtenir, en raison de la composition de la poudre et des proportions déjà indiquées d'acide sulfurique et de sulfate de potasse, 308,94 d'alun cristallisé, pour 100 de poudre calcinée; mais, en général, on ne dépasse pas 250. Il convient aussi, pour la pureté de l'alun, d'avoir toujours un excès d'alumine.

**Inconvénients
de**

Tel est le résumé succinct des procédés aujourd'hui employés

On pourrait y remédier en coulant directement le produit de l'attaque, dans un cristalliseur, et laissant s'opérer lentement le refroidissement : on aurait alors, d'une part, de l'alun en gros cristaux qu'il faudrait en grande partie raffiner pour pouvoir le livrer à la consommation, et, dans les fonds, de l'alun, plus ou moins imprégné de boues, qu'il faudrait soumettre à différents lavages.

Modifications
qu'elle pourrait
subir.

Seulement, il faudrait au moins 25 à 30 jours pour pouvoir réaliser cette manière d'opérer ; il faudrait un cristalliseur de 60^{m³}, ce qui nécessiterait un gros capital et un emplacement considérable.

Le mieux serait plutôt, croyons-nous, de revenir à la macération, et, par suite, à la calcination en roche, en cherchant, bien entendu, à apporter à ces opérations de notables améliorations.

La calcination, par exemple, pourrait très-bien s'effectuer dans des fours spéciaux, sur des morceaux beaucoup plus petits, se prêtant par conséquent mieux à une déshydratation régulière. On éviterait ainsi la pulvérisation, qui coûtera toujours assez cher, et on aurait ensuite le grand avantage résultant de la macération. Celle-ci pourrait se faire dans les bassins mêmes qui serviraient plus tard à l'attaque.

On commencerait d'abord par y verser de l'acide à 50°, en quantité proportionnée à celle qui s'est perdue durant la calcination, et on y ajouterait après, peu à peu, l'eau nécessaire à l'hydratation, en ayant bien soin de la répandre uniformément sur toute la masse.

Les morceaux de minerai ne tarderaient pas à se désagréger, et au bout de cinq à six jours au plus, ils seraient à peu près tous réduits en une masse pâteuse très-facilement attaquable. On ajouterait alors tout l'acide sulfurique nécessaire, ainsi que le sulfate de potasse correspondant, et les opérations subséquentes s'effectueraient après comme précédemment.

Un autre procédé qui offrirait également de très-grands

avantages, s'il arrivait à être rendu pratique, serait celui de la déshydratation au moyen de l'acide sulfurique concentré. On éviterait ainsi la calcination en fours, et il en résulterait naturellement une économie considérable dans la fabrication de l'alun, en même temps qu'on serait certain d'utiliser tous les éléments constitutifs du minerai.

Cette méthode a été déjà appliquée aux argiles par le chimiste Balard. Il les calcinait d'abord, et puis les traitait par l'acide sulfurique dans des fours de décomposition du sel marin. Mais, dans l'alunite, l'alumine se trouve à un état tel qu'elle n'a pas besoin d'être calcinée.

CHAPITRE VI.

Gisements métalliques.

Nous terminerons cette notice par quelques mots sur les autres gisements métallifères qui existent dans cette contrée.

Minerai de fer.

Un gisement assez important de minerai de fer, situé au S.-O. de l'Allumière, à Pian-Ceraso, fut découvert en 1650 par un nommé Francesco Boschi, lequel fut accusé d'avoir usurpé les droits de la Chambre apostolique, et mis en prison; il mourut à Rome en 1654.

Historique.

Ce ne fut qu'en 1739 que la Chambre commença à faire ouvrir de nouveaux travaux; mais ces derniers n'ayant pas donné de bons résultats, on les abandonna encore au bout de très-peu de temps.

Les choses en restèrent là jusqu'en 1841, époque à laquelle le gouvernement pontifical en donna la concession à un certain Clément Lovatti, qui la céda ensuite à la Société romaine qui en est actuellement la propriétaire.

Cette Société fit construire, non loin des mines, un petit établissement métallurgique, comprenant un haut-fourneau au bois et une fonderie avec tous ses accessoires, qui ont fonctionné jusqu'en 1875.

Constitution géologique.

Le minerai de Pian-Ceraso se trouve encaissé au milieu du calcaire alberese éocénique, plus ou moins métamorphisé

en calcaire saccharoïde à gros grains, et offrant très-souvent de beaux cristaux de quartz hyalin.

Une grande excavation à ciel ouvert met en évidence une masse considérable d'hématite brune qui semble se diriger du S.-O. au N.-E.

Le minerai, en certains points et principalement dans les parties les plus rapprochées de la surface, est légèrement sulfureux et phosphoreux; sa qualité semblerait s'améliorer en profondeur; malheureusement, tant qu'il n'y aura pas de meilleures voies de communication, l'exploitation en sera complètement impossible.

On rencontre encore, sur divers autres points, de vieux travaux qui mettent à jour cette même nature de minerais.

Voici quelle en est la composition moyenne :

Composition.

Eau	7,28	
Silice	8,83	
Magnésie	0,08	
Alumine	1,01	
Manganèse	1,23	
Acide phosphorique.	0,16	
Soufre	0,47	
Peroxyde de fer.	80,87	Fer, 56,85
	99,93	

Bien qu'il soit à peu près certain que le plomb de la Tolfa ait été connu à une époque très reculée, on ne possède cependant aucun document remontant au-delà.

**Mineral
de plomb.
Historique.**

On sait seulement qu'en 1735 un certain Alexis Mattioli entreprit, près de la Tolfa, quelques travaux, mais que, n'ayant pas réussi dans le traitement du métal, il ne tarda pas à les abandonner.

Ce fut quelque temps après que le pape Benoît XIII fit venir des ouvriers saxons, et que fut construite l'usine à plomb, dont on voit encore aujourd'hui les ruines et qui a conservé le nom d'*Edificio del Piombo*.

Les résultats n'en ayant pas été plus heureux, la Chambre ordonna alors que les travaux fussent arrêtés et tous les ouvriers licenciés.

Enfin, en 1773, le trésorier, Mgr Broschi, qui fut plus tard pape sous le nom de Pie VI, obtint du pape Clément XIII que les travaux fussent repris, et l'entreprise en fut donnée aux frères Girodetti, piémontais; mais, malgré leurs efforts, ces derniers n'arrivèrent pas à couvrir leurs frais.

On envoya alors sur les lieux un certain père Audifreddi, qui, après avoir visité les mines, conclut à leur faible importance. Aussitôt on cessa toute espèce de travaux, et depuis lors il n'a pas été fait de nouvelles recherches.

Il est facile de conclure de là que des travaux vraiment sérieux et conduits par des hommes de l'art n'ont jamais été pratiqués.

**Constitution
géologique.**

Ce gisement se trouve encaissé dans les mêmes roches métamorphiques, dont il a été déjà question, entouré très-souvent d'une substance argileuse et ferrugineuse. La galène est presque toujours associée avec des pyrites de cuivre et les cristaux en sont quelquefois noyés dans un quartz cellulaire très-dur.

L'abbé de Fortis, qui visita les travaux en 1775, rapporte que l'on retirait en même temps que le plomb une certaine quantité de cuivre. On commençait d'abord par torréfier le minerai dans des fours découverts, et on le portait ensuite dans un four où s'opérait la fusion, et où, au moyen du fer, on le débarrassait du soufre.

**Minerais de zinc,
d'antimoine,
de mercure
et d'argent.**

En même temps que les sulfures de plomb et de cuivre, on en rencontre d'autres, tels que ceux de zinc, d'antimoine, de mercure et d'argent. Une réunion de matières aussi diverses

niques qui furent transformées en gypse. On en voit de grandes masses aux environs de la Tolfa, à la base des monts trachytiques, qui offrent une structure saccharoïde, comme le marbre statuaire.

A la suite des éruptions volcaniques qui bouleversèrent ces régions, les vapeurs sulfureuses, pénétrant dans les roches sédimentaires, s'y sublimèrent et donnèrent également lieu à de vastes solfatares, telles que celles de Canale, de Scrofano et de Latera.

Soufre.

Le règne végétal est aussi très-varié dans ces contrées. Les forêts qui entourent les villages de Tolfa et d'Allumière sont peuplées de plantes de toute qualité ; comme bois, les principales essences sont : le chêne, le hêtre, le châtaignier, l'érable, l'ormeau et le charme ; comme arbustes, on remarque l'ar-bousier et le houx.

Règne végétal.

Ces forêts appartenait autrefois en entier à la Chambre apostolique, qui en disposa plus tard de différentes manières : elles étaient considérées comme biens domaniaux.

Elles sont généralement grevées de servitudes : droit du pâturage, droit d'user du bois mort et des plantes basses non fructifères.

Dans certaines forêts, il existe, en outre, pour les populations, le droit de prendre tous les bois qui leur sont nécessaires pour faire des instruments aratoires.

Allumière, le 15 octobre 1879.

EMPLOI DU SCAPHANDRE

DANS UNE MINE NOYÉE

Par M. BIVER, administrateur-directeur de la Société anonyme
des Bouches-du-Rhône.

Le principal siège d'exploitation de la Société anonyme de charbonnages des Bouches-du-Rhône est formé de deux puits placés à peu près sur la ligne de plus grande pente des couches et séparés par une distance de 300 mètres; le puits Castellane rencontre la couche dite *grande mine* à la cote 164^m,40 au-dessus de la mer, et le puits Léonie la rencontre à la cote 110^m,23; le puits Castellane est muni de pompes de 45 centimètres de diamètre, et le puits Léonie de pompes de 75 centimètres.

A plusieurs kilomètres au Nord-Est de ces puits, on avait creusé, vers 1840, une galerie d'écoulement, et quatre lunettes de cette galerie, les n^{os} 15, 14, 12 et 10, avaient été prolongées jusqu'à la grande mine, dans le dessein d'exploiter cette couche sous la protection de la galerie; le puits n^o 15 fut muni de pompes et donna lieu à la première grande exploitation du bassin, sous le nom de Rocher-Bleu; ce puits rencontrait la grande mine à la cote 216,10; le puits n^o 14 (cote 194,94) fut également exploité en grand, mais les puits n^o 12 (cote 149,95) et n^o 10 (cote 120,09) ne reçurent point de pompes, et durent bientôt être abandonnés.

Ces puits et les tailles qui y avaient été ouvertes s'étaient remplis d'eau; quand, récemment, les travaux d'exploitation se rapprochèrent de ce quartier, il devint nécessaire de faire

scaphandre dans une galerie de mines, ce qui, croyons-nous, n'avait pas été tenté jusqu'à ce jour.

La galerie d'avancement du puits Léonie ne se trouvait plus, le 1^{er} janvier 1880, qu'à une distance de 90 mètres des anciens travaux des puits n^{os} 10 et 12, submergés depuis le 28 mai 1854.

Après un allongement de 62 mètres en taille, précédée de sondages dans plusieurs directions, l'avancement fut suspendu pour construire un barrage permettant d'isoler l'exploitation Léonie en cas d'irruption subite des eaux. Ce barrage, commencé le 8 mars, fut terminé le 28.

La faible distance (28 mètres) qui séparait des anciens travaux et l'incertitude où l'on se trouvait sur leur position exacte (car plusieurs plans donnaient des tracés différents) firent prendre la détermination d'opérer la jonction au moyen de sondages ; un premier, poussé à une longueur de 30^m,50, et un deuxième à 28 mètres, n'amenèrent aucun résultat. On reprit alors l'avancement en galerie et on le continua sous la protection d'un 3^{me} sondage ayant toujours 14 mètres en avant ; d'autres sondages de moindre importance exploraient les parois tous les 2 mètres ; au bout d'une longueur de 14 mètres, le trou de sonde communiqua, le 26 avril, avec les anciens travaux. A ce moment, le niveau de l'eau se déversant dans la galerie d'écoulement était à la cote 231,05, et, au sondage, à 138,80 ; la pression était de 92^m,25, pour un volume total d'eau évalué à 31,198^m³, sans compter la venue quotidienne évaluée plus tard à 2.500 litres à la minute.

Le 3 mai, le niveau de l'eau était descendu à la cote 200 ; pour activer l'assèchement, on forait un 2^{me} trou de sonde parallèle au 1^{er}. Le 17 mai, on fut obligé de fermer la porte

au 1^{er} juin, remit le niveau au point où il était avant la fermeture. De cette date au 18 juin, on perça successivement 10 trous de sonde dont 6 de 0^m,07 et 4 de 0^m,10 de diamètre. Le forage des trous de sonde s'exécuta assez rapidement au moyen de tuyaux en fer creux terminés d'un côté par un trépan percé de 2 trous, et de l'autre par un robinet permettant l'introduction de l'eau ; le passage de l'eau chassait les détritux au fur et à mesure de l'avancement du sondage ; on put ainsi arriver à un maximum de 6 mètres dans un poste de 8 heures.

Le 8 juillet, les trous de sonde ne fournissant qu'un volume constant qui n'influaient plus sur l'assèchement des travaux, on put se convaincre que l'eau du puits n° 10 avait baissé jusqu'au niveau de la galerie Léonie ; mais il restait en charge au puits n° 12 un volume d'eau d'une hauteur verticale de 6^m,20. D'après les plans, deux barrages existaient entre ces deux puits ; d'après les anciens mineurs, l'un de ces barrages, très-rapproché du puits n° 12, avait été fermé le 28 mai 1854 ; mais les renseignements sur la forme de ce barrage et sur la disposition de sa porte étaient contradictoires. La baisse de niveau constatée jusqu'à ce jour au puits n° 12 ne pouvait provenir que de l'écoulement produit par les fuites de cette porte, et depuis le 8 juillet, le débit, diminué avec la pression, ne correspondait que juste à la venue. Dans cette situation, on résolut, le 19 juillet, de reprendre d'abord l'avancement de la galerie, de percer ensuite en grand dans les travaux du 10 pour y pénétrer et enlever l'obstacle.

Pour prévenir tout danger, lorsqu'il ne restait plus que 1^m,50

prolongées au fur et à mesure qu'on avançait. Les galeries étaient trop longues pour y pénétrer avec des appareils respiratoires à tuyaux, et trop basses pour l'emploi des aérophores indépendants à provision d'air comprimé. Après beaucoup d'efforts, on craignit d'être réduit à attendre qu'un autre percement eût dégagé, par un étage supérieur, les travaux du 12, ce qui, à l'entrée de la saison des pluies, aurait causé un long retard.

On se détermina à essayer un dernier moyen, celui de pénétrer dans le puits n° 12, à l'aide du scaphandre, d'aborder ainsi le barrage et de le débarrasser de l'obstacle qui empêchait l'écoulement. Une tentative de ce genre avait été faite, il y a quelques années, dans un autre centre d'exploitation de la Société, où deux plongeurs s'étaient rendus pour une réparation de pompe; mais leur courage n'avait pas été à la hauteur des dangers à courir. Il est certain que l'espace restreint dont on peut disposer dans un puits, et l'obscurité qui règne ordinairement dans les eaux bourbeuses, en auraient rebuté de plus audacieux. Cette première déception engageait peu à un nouvel essai.

Des propositions avaient été déjà faites, mais en présence des difficultés à vaincre, elles n'avaient pas eu de résultats, lorsqu'un hardi plongeur, M. Balmot (Victor), de Marseille, entrevoyant la possibilité d'exécuter ce pénible travail, s'engagea sur parole à en venir à bout.

Le puits n° 12, dépourvu de toute installation, fut muni de treuils pour établir des plafonds, dont un premier à la profondeur de 116^m,90 pour préserver des pierres qui auraient pu se détacher de la paroi du puits, et un deuxième à 1^m,50 au-dessus de l'eau pour placer les appareils manœuvres les

lieux ; il emportait une lampe sous-marine, système Denayrouze ; le plongeur, n'étant pas familiarisé avec le réglage de cette lampe, ne put la tenir allumée à 4 ou 5 mètres de profondeur, et, dans ces conditions, elle ne lui fut d'aucune utilité. La deuxième descente fut consacrée à passer une corde dans le crochet de la porte, pour essayer de la soulever ; on fit effort sur cette corde autant qu'on le pouvait, sans risquer de la rompre ; la porte ne bougea point.

À la troisième descente, Balmot remplaça la corde par une chaîne qui ne donna pas de meilleurs résultats.

Enfin, à la quatrième descente, le plongeur fut chargé d'appliquer à la porte 6 cartouches de dynamite n° 1. Tout le personnel fut reporté à ce moment sur le plafond supérieur, et le tirage eut lieu au moyen de l'électricité.

La porte en fer formant obstacle fut renversée par l'explosion, l'eau s'engouffra immédiatement dans l'espace vide à l'aval ; mais, retenue par le barrage Léonie, elle ne produisit aucun dégât dans les travaux de l'exploitation.

Les dessins FIG. 4, 4', 4'' et 4''', PL. XXVII, indiquent les effets de l'explosion.

L'assèchement des travaux a été terminé le 27 août ; au bout de 48 heures, l'air s'était complètement renouvelé par le tirage naturel des puits, et l'on a pu, depuis lors, circuler librement dans les anciens vides.

Marseille, le 16 octobre 1880.

APPLICATION
DE L'APPAREIL PLONGEUR ROUQUAYROL-DENAYROUSE
AU PUIT DE L'ÉPARRE
DE LA SOCIÉTÉ DES HOUILLÈRES DE SAINT-ÉTIENNE
Par M. CHR. BUISSON.

M. Chansselle a, dans deux notes publiées en 1873 dans le *Bulletin*, décrit diverses applications des appareils plongeurs Rouquayrol-Denayrouze, dans les travaux des mines de Saint-Etienne et du Cros. La publication de la note qui précède m'a engagé à rendre compte d'une autre application faite aux houillères de Saint-Etienne, sous ma direction ; elle me permettra de signaler une particularité qui nous a inquiétés, et de la signaler à nos collègues.

Cette application a été faite au puits de l'Eparre, en 1875, dans les circonstances suivantes :

L'ancienne machine d'épuisement à traction directe, à quatre jets successifs, prenant l'eau à la profondeur de 200 mètres, venait d'être remplacée par une puissante machine placée à l'intérieur, et du type, ou à peu près, de la classique machine du puits Sainte-Marie, de Blanzv.

Dans une chambre creusée à la profondeur de 175 mètres,

Pour prendre les eaux à 200 mètres, un faux puits de 27^m,30 a été creusé en avant de la machine; on y a installé deux pompes élévatoires de 0^m,510 de diamètre et 0^m,760 de course. Ces pompes reçoivent leur mouvement de l'arbre moteur des pompes foulantes par l'intermédiaire de puissantes chaînes de Galle. La Fig. 7, Pl. XXVII, représente l'ensemble de cette installation par une coupe verticale suivant l'axe.

La distance entre le faux puits des pompes élévatoires et le puits de l'Eparre est seulement de 7^m,75. Une galerie murillée de 1^m,20 de largeur et 1^m,60 sous clef avait été commencée, et il restait à exécuter 2^m,30 pour mettre le bas des deux puits en communication et permettre aux eaux d'arriver aux aspirants des pompes élévatoires.

Le niveau des eaux dans le puits de l'Eparre ne pouvait être abaissé au-dessous de 181 mètres, par suite du dérangement du jet inférieur, lequel s'était trouvé noyé et avait été remplacé par un jet supplémentaire placé juste en dessous du niveau de la chambre. Il aurait fallu, pour remettre le jet du fond en marche, faire des descentes successives, ce qui aurait amené des interruptions momentanées d'au moins vingt-quatre heures dans la marche de l'épuisement; cela n'était point possible, à cause des nécessités des services subordonnés à l'épuisement.

Pour achever le percement de la galerie réunissant les deux puits, il fallait donc procéder par un sondage fait du côté du faux puits, les mineurs ayant devant eux une charge d'eau de 19 mètres de hauteur. Pour cela, dans les 2^m,30 de rocher qui restaient à enlever, on prépara un large trou dans lequel fut solidement fixé un tuyau en fonte de 0^m,30, pourvu d'un robinet au travers duquel on fit le sondage à 0^m,14 de diamètre.

Le percement des eaux fut fait sans aucun incident, et la machine intérieure, mise en marche, arriva à baisser un peu le niveau des eaux.

Les débuts de cette mise en marche furent marqués par de nombreuses avaries, notamment par des ruptures fréquentes

dans les assemblages des tiges des pompes élévatoires. Ces tiges étaient assemblées à l'aide de crochets en trait-de-Jupiter, emprisonnés dans des manchons carrés en fer. Cet assemblage très-défectueux a été remplacé par un assemblage à renflement emprisonné par deux demi-manchons en acier, maintenus serrés à l'aide de deux bagues. Ce dernier mode d'assemblage présente toute la solidité et la sécurité désirable ; il n'a pas, depuis cinq ans qu'il est en service, donné lieu à la plus légère réparation.

Le 6 décembre 1875, une tige d'une des pompes élévatoires se brisa ; l'épuisement fut continué avec une seule pompe. Dans cet épuisement avec un seul côté de la machine, on ne pouvait marcher que très-lentement ; la venue d'eau à travers le trou de sonde était réglée en conséquence par l'ouverture plus ou moins incomplète du robinet. Le lendemain 7, la tige étant réparée, on s'occupa aussitôt de la remettre en place. Pour cela, il fallait ouvrir la chapelle placée immédiatement au-dessus du corps de pompe élévatoire, et arrêter par moments la marche de la machine. Le robinet donnant l'eau aux pompes n'ayant pas encore été installé de manière à pouvoir être manœuvré de l'orifice du faux puits, un ouvrier placé dans la petite galerie du fond du faux puits était chargé de l'ouvrir et de le fermer d'après les indications que donnaient les pompiers travaillant à la réparation. Ceux-ci, pour leur manœuvre de tiges, commandèrent d'arrêter les pompes, et en même temps de fermer complètement le robinet. L'ouvrier chargé de cette dernière opération, au lieu de fermer le robinet, l'ouvrit en entier, puis se hâta de remonter par les échelles, l'eau arrivant à flots et montant rapidement, l'épuisement étant arrêté. On remit la machine en marche, mais le courant d'air qui se

quelques instants, il y avait une hauteur d'eau de 17^m,50 au-dessus du sol de la galerie.

Devant l'impossibilité de baisser les eaux avec une seule pompe, M. Chansselle décida d'aller fermer sous l'eau le robinet placé dans la petite galerie de communication, en se servant des appareils plongeurs Denayrouze qui avaient servi à diverses reprises dans la Compagnie. Tout fut préparé pour procéder à cette opération, simple en elle-même, mais qui donne toujours lieu à certaines appréhensions, même avec des ouvriers connaissant l'emploi de ces appareils.

La pompe à air fut placée à l'orifice du faux puits, dans la chambre de la machine, et un plafond de service installé à un mètre au-dessus de la surface de l'eau, afin de permettre de se rendre compte de la manière dont respirait le plongeur, en observant l'arrivée, à la surface de l'eau, des bulles d'air expiré.

Plusieurs ouvriers dressés à l'emploi des appareils plongeurs, mais ne connaissant pas la disposition des lieux, ayant hésité à tenter l'opération, nous n'insistâmes pas. Le pompier Fiallon, connaissant bien les lieux, mais qui ne s'était jamais servi de l'appareil plongeur, s'offrit bravement. Il fut revêtu de l'appareil, et une première descente eut lieu à titre d'essai. Tout alla pour le mieux, le plongeur eut très-vite saisi la manière de se servir de l'appareil, et remonta après un court séjour sous l'eau, à une profondeur qu'il fit varier à son gré.

L'opération à exécuter pour la fermeture du robinet était fort simple. Il fallait descendre dans le faux puits, par une petite benne, jusque sur le plafond placé au fond, s'engager dans la petite galerie qui n'avait que 5^m,50 de longueur, et pousser en avant un levier engagé dans un œil percé dans la tête du robinet. Une masse placée à côté de ce dernier servait à frapper sur le levier, dans le cas où il ne cérait pas tout de suite sous l'effort ordinaire des bras. La simplicité de l'opération nous engagea à ne point nous servir de la lampe

Denayrouze. Nous avions bien le grand modèle de la lampe construite par l'inventeur, mais son emploi complique beaucoup les manœuvres, accroit dans une très-grande proportion la quantité d'air à fournir au plongeur. De plus, elle ne peut être transportée par ce dernier dans une galerie, on ne peut facilement que la descendre verticalement dans le puits et la maintenir à un point fixe. La connaissance parfaite que le pompier avait du puits, de la galerie, de la position du robinet et des outils, permettait parfaitement la suppression de la lampe.

Après quelques instants de repos, le pompier Fiallon fut redescendu lentement et arriva sur le plafond établi au niveau de la galerie. Nous nous rendimes parfaitement compte, aux mouvements imprimés à la conduite d'air et à la corde signal, que le plongeur sortait de la benne et s'engageait dans la galerie, à l'extrémité de laquelle il arriva, d'après la longueur de tuyau qu'il fallut lâcher.

Tout à coup, nous ne vîmes plus aucune bulle d'air venir crever à la surface de l'eau que nous observions avec la plus grande attention. Par le signal convenu, nous demandâmes au plongeur si tout allait bien, il nous répondit que oui. Ayant fait répéter ce signal au bout d'une minute, il ne nous fut rien répondu ; nous tirâmes vivement la corde signal, mais nous n'obtinmes pas de réponse, bien que notre signal fut répété à plusieurs reprises. Nous reconnûmes que notre corde devait s'enfoncer de plus en plus dans un joint de la maçonnerie de

de tirer vigoureusement sur la conduite d'air, afin que le plongeur comprît enfin qu'on voulait le faire remonter. C'est, en effet, ce qui eut lieu, il quitta la galerie, se plaça plus ou moins mal dans la benne, et arriva à la surface de l'eau. Pendant tout le temps de la remonte, que je faisais hâter un peu, nous ne vîmes aucune bulle d'air venir crever à la surface de l'eau, bien que la pression indiquée par le manomètre et la marche de la pompe indiquassent que de l'air était fourni régulièrement au réservoir d'air.

A l'arrivée du plongeur hors de l'eau, je dévissai immédiatement la glace du casque et fut rassuré sur son état qui, je l'avoue, me tenait dans la plus grande inquiétude. A notre heureux étonnement, le plongeur nous interrogea le premier, nous demandant ce qu'il y avait, et pourquoi nous l'avions fait remonter, alors qu'il lui aurait suffi de deux minutes de plus pour fermer le robinet. Lui ayant expliqué le motif qui nous avait fait agir, nous lui demandâmes quelques détails, afin de pouvoir nous expliquer la cessation de l'arrivée des bulles d'air à la surface de l'eau. Il nous dit qu'en se baissant pour chercher la masse qui devait se trouver près du robinet, il avait lâché l'embouchure qu'il tenait à la bouche, et qu'il n'avait pu la ressaisir, ayant, à partir de ce moment, été vivement tiré par l'intermédiaire du tuyau. Nous nous rendîmes ainsi compte pourquoi, pendant la remonte dans le puits, l'air ne venait point apparaître à la surface de l'eau ; il était simplement comprimé dans le réservoir d'air, puis dans l'habit, le plongeur, pendant la remonte, ayant ouvert le petit robinet placé sur le casque pour faire arriver directement l'air dans l'habit.

Mais nous ne pouvions comprendre pourquoi, dans les premiers moments après son arrivée au fond de la galerie, l'air qu'il avait aspiré régulièrement en le prenant dans le réservoir par l'intermédiaire du régulateur, n'était point venu, étant expiré, se dégager à la surface de l'eau. La cause de ce fait

était pourtant simple. J'ai dit que la petite galerie de communication entre les deux puits était murillée sur les premiers mètres. A partir du point où le muraillement avait été arrêté provisoirement, jusqu'au front de taille où était maçonné le robinet, l'épaisseur de 0^m,50 de maçonnerie qui manquait formait une cloche remplie d'eau. Le plongeur se trouvait précisément au-dessous de cette cloche, et l'air qu'il expirait allait s'y loger en déplaçant un égal volume d'eau, et ne pouvait plus remonter à la surface.

Tous les faits qui s'étaient produits étant expliqués, nous fîmes procéder à une nouvelle descente, et le même plongeur n'hésita point à redescendre. Comme la première fois, il arriva sans encombre jusqu'au robinet et, à partir de ce moment, nous ne vîmes plus arriver l'air provenant de sa respiration ; mais nous entendîmes presque aussitôt résonner plusieurs coups. C'était le plongeur qui avait trouvé la masse et s'en servait pour frapper sur le levier engagé dans la clef du robinet, qui fut fermé en moins de deux minutes. Le plongeur sortit de la galerie et donna le signal de le remonter. L'opération simple qu'il fallait exécuter avait réussi.

Le faux puits, ne recevant plus d'eau, fut facilement épuisé avec la seule pompe qui marchait, et la réparation, interrompue par l'intempestive ouverture du robinet, terminée, l'épuisement reprit sa marche habituelle.

Saint-Etienne, le 1^{er} décembre 1880.

NOTICE

SUR LES BOCARDS AMÉRICAINS

Par M. F. COIGNET, ingénieur.

Les bocards employés dans les états et territoires de l'Amérique du Nord, à l'Ouest des Montagnes-Rocheuses, sont bien différents comme construction et rendement, des anciens bocards européens. Depuis quelques années, ils ont été introduits en Angleterre et en Allemagne, mais nulle part en France, croyons-nous, où cependant ils rendraient de grands services. On trouvera, dans les *Annales des Mines* (1), une description sommaire des appareils de broyage employés à Diepelinchen, près de Stolberg et à Silberau près d'Ems, se rapprochant plus ou moins des machines américaines ; mais nous pensons que ces dernières leur sont supérieures surtout dans les détails.

Les bocards des usines de Californie, Nevada, Utah, etc., servent au broyage fin des minerais d'or et d'argent ; la grosseur maximum des grains varie, suivant les ateliers, de un quart à 1 millimètre de diamètre ; on pourra donc comparer les résultats dans ces pays avec ceux obtenus en France dans le broyage des minerais pauvres (galène, cuivre, etc.).

Les fondations sont aussi solides que possible. Malgré l'éloignement d'un grand nombre d'usines des forêts, on préfère,

Fondations.

Sur toute la longueur du bocard, et dans la partie qui correspond à la ligne des flèches, on fait un massif en maçonnerie ou en béton, dont la longueur et la profondeur varient avec la résistance du terrain. Le sol étant bien nivelé, à la profondeur voulue, on pose le radier en bois, qui se compose d'autant de semelles A, qu'il y a de montants séparant les batteries et qui reposent sur 4 traverses B, ainsi que sur une cinquième B', d'une largeur un peu plus grande que le fond des auges ; ces cinq traverses règnent sur toute la longueur de l'appareil.

Dans les usines qui se trouvent à proximité des forêts, la charpente extérieure est ordinairement en bois ; elle est en métal, lorsque les transports sont longs et difficiles.

Les FIG. 1, 2, donnent une des dispositions la plus généralement employée. Des montants en bois C, munis de jambes de force D, sont placés à distance les uns des autres, égale à la longueur extérieure des auges. Pour leur donner plus de stabilité, deux tirants en fer E avec chape de tension, sont boulonnés sur chaque montant et chaque semelle ; enfin, pour prévenir l'écartement, se trouvent, à différentes hauteurs, deux armatures en fonte, destinées aussi à porter les guides des pilons. Sur la semelle B', on place verticalement, et dans le sens des fibres, un bloc de bois de même largeur que celle-ci, d'une longueur égale à la distance qui sépare les montants, et d'une hauteur aussi grande que possible ; il est difficile de se procurer une pièce de cette dimension, on peut la remplacer par une série de forts plateaux boulonnés entre eux. Des pièces G, fixées sur les montants par des boulons, maintiennent le bloc dans une position verticale. Tout l'espace laissé vide entre les différentes pièces précédentes, est rempli par de la terre caillouteuse, bien damée. A une certaine hauteur, les montants sont entaillés pour recevoir les paliers supportant l'arbre à

creuses en fonte, A, formant une batterie, reposent deux à deux au niveau du sol de l'atelier, sur des traverses B, de mêmes dimensions que les pièces analogues A, des Fig. 1, 2, et sont fixées à celles-ci, au moyen de fortes tringles en fer traversant les colonnes et boulonnées aux deux extrémités; elles sont, en outre, munies de tirants C à chape de tension. Les colonnes portent, à différentes hauteurs, des appendices D, E, venus de fonte, bien dressés, sur lesquels reposent deux pièces en fonte : l'une F, ayant en son milieu un étrier dans lequel on place les guides des pilons; l'autre, G, supporte l'arbre à cames. Enfin, à la partie supérieure, se trouve une autre pièce en fonte H, disposée comme l'inférieure, pour recevoir des guides; à ses deux extrémités, elle porte une ouverture dans laquelle passe la tringle P, qui la maintient fixée sur les colonnes.

Chaque batterie contient ordinairement 5 pilons; lorsque l'atelier en comprend plusieurs, elles sont placées sur la même ligne. Si le bocard est à colonnes, on laisse entre les batteries un espace suffisant pour le passage d'un homme; elles peuvent être rendues complètement indépendantes les unes des autres, il suffit pour cela qu'elles aient chacune un arbre à cames portant une poulie; on peut ainsi, en cas d'accident ou de réparations, ne pas être obligé d'arrêter le travail de tout l'atelier. Dans les bocards à charpente en bois, un montant (excepté les deux extrêmes) est commun à deux batteries, mais on peut les isoler les unes des autres; généralement on les dispose par série de 3, soit 15 pilons. En cas d'accident, on peut, au moyen des leviers dont nous parlerons plus loin, continuer le

dant la diviser en deux parties boulonnées entre elles, Fig. 1, 2, et même remplacer la portion supérieure par de la forte tôle, Fig. 3 et 4, cette division a de l'importance dans les pays où le transport des grosses pièces est difficile. La base, bien dressée en dessous, repose sur le bloc H; elle est fixée au moyen de 8 boulons, dont les tiges sont clavetées dans le bas par les trous J, et portent deux boulons de serrage à la partie supérieure.

Lorsque le broyage se fait à l'eau, l'auge porte sur le devant une ouverture rectangulaire régnant sur toute la longueur, et contre laquelle s'applique un cadre en bois K, portant une toile métallique. Ce cadre passe dans deux rainures ménagées sur les côtés de l'auge; il est fixé avec des coins en bois L, Fig. 1, enfoncés dans l'intervalle laissé par le cadre, et par deux petits coins chassés entre le même cadre et deux onglets M, venus de fonte. A l'arrière du bocard se trouve une autre ouverture rectangulaire N, de même longueur et de 7 centimètres de large, par laquelle se fait le chargement du minerai à broyer. Celui-ci, dans sa chute, userait à la longue la partie de l'auge sur laquelle elle tombe, aussi a-t-on soin de revêtir celle-ci d'une plaque de fer O, qu'on peut enlever et replacer quand elle est usée. A sa partie supérieure, l'auge est fermée par un couvercle en bois, dans lequel sont ménagés des trous circulaires pour le passage des tiges des pilons; un conduit, muni d'un robinet placé de chaque côté, amène l'eau nécessaire au travail.

Dans les bocards à sec, pour augmenter le rendement de l'appareil, l'auge a, à l'arrière aussi bien qu'à l'avant, une

Les auges et les blocs de bois sur lesquels elles sont fixées, sont complètement indépendants de la charpente. Par cette heureuse disposition, on évite la transmission, aux diverses parties de l'appareil, des chocs produits par la chute des pilons ; les seules vibrations éprouvées par l'arbre moteur sont dues à la rencontre des cames avec les mentonnets, lorsque les pilons sont soulevés.

Un pilon se compose de 3 parties : la flèche ou tige T, le sabot ou marteau S, et le mentonnet.

Pilons.

La tige est en fer tourné, légèrement tronconique à ses deux extrémités, sur une longueur de 30 centimètres ; le diamètre varie avec le poids des pilons ; pour les limites extrêmes, 340 et 430 kilos, il est respectivement de 0^m,065 à 0^m,080.

Flèches.

Les sabots sont formés d'un cylindre surmonté d'une queue tronconique et non tournée ; ils sont en fonte moulée en coquille pour la partie cylindrique ou en acier Bossemer ; neufs, ils pèsent 40 à 50 kilos.

Sabots.

Les tiges et les sabots sont réunis entre eux au moyen d'un cylindre en fonte grise P, Fig. 1 et Fig. 7, PL. XXVIII, dans lequel est ménagé un vide au centre des deux bases, dont le supérieur qui doit recevoir la tige est tourné à la demande de celle-ci ; l'inférieur est brut, tronconique, et ses dimensions sont un peu plus grandes que celles de la queue du sabot. Sur les génératrices du cylindre P, sont deux ouvertures rectangulaires Q, Q, perpendiculaires entre elles. La tige est introduite dans la cavité supérieure du cylindre, et quelques coups donnés sur l'extrémité de la flèche, produisent une adhérence suffisante pour que les deux pièces ne se séparent plus. Pour assembler le sabot, on place celui-ci dans l'auge, sur un bloc de bois, dans la position qu'il doit occuper ; on entoure la queue de petits liteaux en bois de pin, bien sec, de 1 centimètre d'épaisseur, 2 centimètres de large, et maintenus par une ficelle. On fait descendre la tige et le cylindre, en faisant coiffer par celui-ci la queue du sabot ; on donne quel-

ques coups de masse au sommet de la flèche et met la machine lentement en mouvement ; les comes soulèvent le mentonnet, le pilon retombe, et au bout de 4 ou 5 chutes, l'adhérence est complète entre les diverses parties. Lorsqu'on veut séparer celles-ci, il suffit d'enfoncer des coins en acier dans les ouvertures Q. Afin de rendre le cylindre P plus solide, on l'arme souvent à chacune de ses extrémités d'un cercle en fer R, placé à chaud.

Mentonnets. Les mentonnets, Fig. 1, 2, 3, 4, 9 et 10, sont fixés aux tiges de diverses manières. Dans certains cas, la tige est fileté sur une certaine longueur ; le mentonnet, taraudé, est fixé au moyen d'un double écrou. D'autres fois, la tige porte sur une certaine longueur, une partie plane ; le mentonnet a, sur un de ses côtés, deux ouvertures rectangulaires, dans lesquelles on chasse des coins en acier de même forme, dont l'une des faces s'applique contre la partie-plane de la flèche qui se trouve ainsi calée.

Ces deux dispositions ne sont presque plus employées. Le plus ordinairement, les tiges sont cylindriques, à l'exception des deux extrémités, qui, comme nous l'avons dit, sont légèrement tronconiques. Le mentonnet, Fig. 9 et 10, alésé à l'intérieur, est évidé sur une certaine longueur ; dans cet espace, on place une pièce A en fer, ou mieux, en acier doux, cintré d'un côté suivant la tige, et plane de l'autre ; deux coins en acier B, chassés au marteau, rendent le mentonnet adhérent à la flèche. Ce dispositif est plus simple et préférable aux deux premiers, car on peut retourner la flèche, lorsque la partie inférieure de celle-ci vient à se détériorer.

Quand la face inférieure d'un mentonnet est hors d'usage, il suffit de le retourner.

Guides. Les guides V, V, Fig. 1, sont en bois dur, chêne, cerisier, etc., et se composent de deux parties symétriques, entaillées de façon à laisser passer les tiges des pilons ; elles sont boulonnées sur les armatures F, ou simplement l'une sur l'autre et sur les entretoises. Au bout d'un certain temps, les ou-

vertures dans lesquelles passent les flèches s'agrandissent ; aussi lorsque les guides sont neufs, ne se touchent-ils pas ; ils sont séparés par un espace de 2 centimètres, dans lequel on place de petites planchettes maintenues par les boulons, et qu'on remplace par d'autres plus minces, à mesure que l'usure s'accroît.

Les comes, Fig. 5 et 6, sont entièrement en fonte et leur profil tracé en développante de cercle. Comme le mentonnet a une base circulaire, les extrémités des comes doivent avoir une forme semblable, sans quoi, un instant avant la chute, le pilon ne serait supporté que par un angle qui pourrait se briser. Généralement, elles ont, de chaque côté de leurs extrémités, une taille courbe, et qui permet de les placer indifféremment d'un côté ou de l'autre d'une même flèche.

Comes.

Les comes sont fixées par deux clavettes sur l'arbre, portant lui-même deux entailles correspondantes et régnant sur toute la longueur qui sépare les colliers de deux palliers.

Le tracé de la développante se fait de la manière suivante :

Soit A, Fig. 5, une horizontale tracée par le centre de l'arbre ; BB' une verticale passant par l'axe d'une flèche ; le cercle Ab, sera celui qui servira à décrire la développante. Pour déterminer la longueur de celle-ci, on prend, à partir d'un point b et sur cette circonférence, une longueur bd, égale à la hauteur de la chute, qui est, au maximum, de 0,30, augmentée de 3 centimètres environ, pour la partie courbe de l'extrémité de la came ; puis au-dessus du point b, sur la même circonférence, on mesure une distance égale au rayon Ab ; le point g est l'origine de la développante, qui doit se terminer à la tangente dh.

Lorsque la machine est en mouvement, il se produit une certaine adhérence entre les comes et les mentonnets, plus que suffisante pour faire tourner la flèche sur elle-même ; afin de diminuer les frottements, on graisse deux ou trois fois par jour la surface frottante des comes, avec une matière lubrifiante un peu épaisse à la température ordinaire ; il faut avoir

soin de ne pas en mettre trop à la fois, sans quoi, les flèches ne tourneraient plus et les mentonnets s'useraient inégalement.

Enclumes.

Les pilons, soulevés par les comes, ne retombent pas directement sur le fond de l'auge qu'ils détérioreraient promptement ; le choc se produit sur des enclumes : FIG. 1, 2, 11 et 12, en fonte dure ou en acier, de même section que les sabots. Ces pièces sont maintenues en place de diverses manières, dont nous n'indiquerons que les deux plus usuelles. Le fond de l'auge porte en son milieu et sur toute longueur une rainure de 0^m,10 de large et de 0,02 à 0,03 de profondeur, le long de laquelle se trouvent des vides circulaires, où on place les enclumes de forme cylindrique. Lorsque celles-ci sont usées, on les enlève au moyen d'un levier introduit dans le vide qui les sépare. Dans le plus grand nombre d'usines, les enclumes se composent d'une partie cylindrique, surmontant une base rectangulaire ou octogone de 0,02 à 0,03 d'épaisseur ; elles sont simplement posées les unes à côté des autres, aux places qu'elles doivent occuper, et elles sont fixées au moyen de cales en bois sec, enfoncées entre la base et les parois de l'auge.

Le mouvement tournant des pilons, produit par une légère adhérence des comes avec les mentonnets, fait qu'un point quelconque d'un sabot ne retombe pas continuellement à la même place sur l'enclume ; aussi, l'usure de ces deux pièces, qui est un élément important du prix de revient du broyage, se fait-elle d'une manière régulière et l'effet utile de l'appareil reste-t-il toujours sensiblement le même.

L'emploi des enclumes est bien préférable aux fonds d'auge d'une seule pièce, employés dans les nouveaux bocards européens (1), car dans ceux-ci, par suite des chocs répétés, il se

lorsque l'usure d'un côté est trop forte, mais la manœuvre est longue, difficile, et, dans tous les cas, la dépense en fonte est considérable, car lorsqu'ils sont hors de service, ils ont encore un poids plus élevé que les enclumes mises au rebut.

Derrière chaque tige se trouve une pièce de bois, E, Fig. 4, mobile autour d'un axo ou d'une charnière; sa longueur est telle, que quand un mentonnet repose sur sa partie supérieure, les comes ne puissent plus l'atteindre. Quand pour une raison quelconque, on veut arrêter un pilon, on ralentit le mouvement de la machine; l'ouvrier monte sur un petit plancher placé un peu au-dessous de l'arbre moteur, ou sur une échelle, tient d'une main le taquet E, et de l'autre un coin en bois, Fig. 13, muni d'un manche qu'il place sur la come. Celle-ci, en tournant, soulève le mentonnet plus haut que d'habitude; on pousse vivement le support mobile E contre la flèche, sur lequel il retombe. Pour remettre en mouvement, on opère de même et retire le support, qui s'appuie alors sur le plancher ou sur une tringle en fer, placée en arrière et fixée aux montants de la batterie.

Arrêt
des pilons.

Une batterie contient quelquefois 4 pilons, mais le plus souvent elle en a 5. L'ordre de levée des flèches n'est pas indifférent. En effet, si elles tombaient successivement de droite à gauche, ou inversement, l'eau prendrait dans l'auge un mouvement oscillatoire, qui transporterait les matières broyées d'une extrémité à l'autre, les accumulerait dans ces parties, de telle sorte que les pilons extrêmes ne produiraient plus aucun travail.

Nombre
de pilons
et
ordre de chute.

Dans le cas d'une batterie à 4 flèches, l'ordre de levée est : N^{os} 1, 3, 2, 4; pour une batterie de 5 pilons, il est : N^{os} 1, 3,

Soit $1 \times$, Fig. 14, un cercle représentant le vide cylindrique des cames, et supposons que le point 1 soit la place d'une des clavettes. Divisons la demi-circonférence en autant de parties qu'il y a de pilons dans le bocard ; soit par exemple 15, répartis en 3 batteries, et traçons les lignes horizontales 1 — 1 ; 6 — 2 ; 11 — 3, etc., puis représentons par des lignes $abcde$, $a'b'c'd'e'$, $a''b''c''d''e''$, les 15 flèches. Pour répartir également l'effort, les cames des pilons $a a' a''$ $bb' b''$ $cc' c''$ devront être réciproquement disposées en hélice, et pour remplir l'autre condition :

Le pilon a de la 1^{re} batterie, soit le 1^{er} de la série, devra être soulevé le 1^{er}

» a'	2 ^e	»	6 ^e	»	»	2 ^e
» a''	3 ^e	»	11 ^e	»	»	3 ^e
» c	1 ^{re}	»	3 ^e	»	»	4 ^e
» c'	2 ^e	»	8 ^e	»	»	5 ^e
» c''	3 ^e	»	13 ^e	»	»	6 ^e
» e	1 ^{re}	»	5 ^e	»	»	7 ^e
» e'	2 ^e	»	10 ^e	»	»	8 ^e
» e''	3 ^e	»	15 ^e	»	»	9 ^e
» b	1 ^{re}	»	2 ^e	»	»	10 ^e

Les points 1, 6, 11, 3, 8, etc., sur la circonférence, indiqueront les places respectives de la même rainure des cames des pilons 1, 6, 11..... de la série, en prenant un point commun d'origine.

Nombre
de coups
et
hauteur
de chute.

Le nombre de coups qu'un pilon doit donner dans l'unité de temps est évidemment le plus grand possible, avec la condition expresse, cependant, que le mentonnet ne retombe pas sur la came qui doit la soulever. Des expériences faites sur un bocard dont les pilons pesaient 272 kilos, et dont la chute était de 0^m,225, ont donné les résultats suivants pour le broyage à l'eau :

Avec 100 coups par minute, on a obtenu 2 fois plus qu'avec 60 coups.

130	»	»	»	un peu plus	»	100	»
170	»	»	»	autant	»	60	»
200	»	»	»	presque rien.			

D'après cela, la vitesse la plus convenable serait de 100 coups par minute ; mais avec des cames en développante de

cercle et une chute minimum de 0^m,225, les mentonnets retomberaient sur celles-ci et les briseraient ; pour employer cette vitesse, on serait obligé de modifier la forme des comes, ce qui entraînerait des chocs nuisibles à l'appareil. En Californie, dans le Nevada, l'Utah, la vitesse est comprise entre 60 et 80 coups par minute, pour une hauteur de chute moyenne de 0^m,25 ; la plus employée est de 70, mais on pourrait, sans danger, la porter à 75.

Lorsque les sabots et les enclumes sont neufs, la hauteur de chute est généralement de 0^m,23, pour atteindre 0^m,27, lorsqu'ils sont près d'être mis hors de service. La levée, d'ailleurs, est en relation avec la matière à broyer, plus grande, lorsqu'elle est dure, elle diminue lorsque les minerais sont plus friables.

Les sabots et les enclumes s'usent assez rapidement. Ainsi, à l'usine Gould-and-Curry, Nevada City (Etat de Nevada) et pour des minerais moyennement résistants, les sabots, pesant neufs 43 kil., étaient mis hors de service au bout d'un mois et demi, soit après 35 jours de travail, en tenant compte des dimanches et des arrêts pour cause de réparations ; ils ne pesaient plus alors que 16 kilos. Les enclumes neuves avaient un poids de 25 kilos, duraient 40 à 60 jours, soit une moyenne de 50 jours de travail, et étaient remplacées, lorsque leur poids n'était plus que de 13 kilos. La consommation totale de fonte est de 950 grammes par pilon et par jour.

Tous les dimanches on règle la hauteur de chute. Pour cela, les pilons étant retenus par les arrêts, on place sur les enclumes un bloc de bois d'une hauteur égale à celle de la levée qu'on veut obtenir ; on déclavette un mentonnet qu'on replace au point voulu, puis tous les autres sont fixés à la même hauteur ; cela fait, les pilons sont soulevés et remis sur les arrêts. Si on n'a pas l'habitude de se servir de ceux-ci, on soulève chaque pilon au moyen d'un levier, place dessous les tassots, règle le mentonnet, puis enlève ces derniers.

Grilles.

Les grilles, placées sur le devant et quelquefois aussi à l'arrière des auges, sont en tôles perforées, ou en toiles métalliques en fils de laiton. Pour les consolider, le cadre en bois qui les porte, a deux traverses sur lesquelles elles sont clouées. Les trous des tôles perforées sont faits au moyen de poinçons, et il faut avoir soin de placer à l'intérieur de la batterie le côté par lequel ces derniers ont été enfoncés, sans cela, les ouvertures plus grandes sur l'autre face seraient promptement obstruées par les sables. Le diamètre des trous, ou leur côté, varie de $\frac{1}{4}$ à 1 millimètre. Les tôles perforées sont employées seulement pour le broyage à l'eau ; dans le broyage à sec, on préfère les toiles métalliques qui, contenant un plus grand nombre de vides, procurent une décharge plus facile. Dans certaines usines, pour augmenter le rendement, on emploie aussi les toiles métalliques pour le broyage à l'eau, mais au détriment de la durée de celles-ci. Une tôle perforée, pour le bocardage à l'eau, et une toile métallique pour le broyage à sec, sont ordinairement hors de service au bout d'un mois.

La hauteur du bord inférieur de la grille au-dessus des enclumes neuves varie entre 0^m,050 et 0^m,080, dans les bocards à eau ; elle est plus faible dans les autres ; moins elle est grande, plus la décharge est facile, mais plus aussi l'usure est rapide.

Les grilles ne sont pas verticales ; elles ont toujours une inclinaison en dehors de 70 à 75 degrés sur l'horizontale ; cette pente facilite considérablement l'évacuation des matières broyées.

facilite beaucoup le chargement. Dans le bocardage à sec, où le minerai broyé s'échappe des deux côtés, le sol de l'atelier est au même niveau, et les caisses dans lesquelles tombe la poudre fine portent un couvercle mobile. Dans le bocardage à l'eau des minerais pauvres : plomb, cuivre, zinc, etc., il serait avantageux d'employer la double décharge et d'avoir à l'arrière un plancher à la hauteur de l'ouverture de chargement ; on augmenterait ainsi la production, diminuerait la proportion de schlamms et faciliterait le service de l'appareil, car l'ouvrier n'aurait qu'à faire glisser le minerai jusqu'à l'ouverture des auges, au lieu de l'élever à une certaine hauteur. Dans ces conditions, 5 ouvriers travaillant 8 heures chacun, peuvent alimenter un bocard à eau de 15 pilons et un bocard à sec de 20 flèches ; pour l'économie du travail, il faudra donc, dans les deux cas, avoir des ateliers contenant le nombre de pilons indiqués ou un multiple.

Le magasin à minerai est le plus rapproché possible du bocard, de façon à ce que les servants ne soient pas obligés de le transporter. Avant la mise en marche, on jette dans les auges une certaine quantité de minerai, afin d'éviter les chocs des pilons sur la fonte nue. On règle la venue de l'eau et met progressivement en marche, en enlevant successivement les arrêts jusqu'à ce qu'on ait atteint la vitesse normale. L'ouvrier reconnaît bien vite, au son que rendent les pilons en tombant, l'endroit où il doit charger, en ayant soin de n'ajouter qu'une petite quantité de minerai à la fois, sans cela les auges s'engorgeraient et le travail deviendrait rapidement nul. De temps à autre, on graisse les tiges aux points où elles passent dans les guides.

En Californie, où le broyage des quartz aurifères se fait partout à l'eau, on cherche seulement à triturer la plus grande

Eau
consommée.

façon à ce qu'aussitôt que les sables produits sont assez fins, ils soient immédiatement entraînés, la consommation de liquide varie de 13 à 21 litres par pilon et par minute, suivant que les minerais sont seulement quartzeux, ou contiennent des roches argileuses.

Dans les ateliers de préparation mécanique, où l'on doit chercher à produire aussi peu de schlamms que possible, et où la question du dépôt de ceux-ci est très-importante, on devrait, selon nous, ne pas employer plus de 8 litres d'eau par pilon et par minute, pour des minerais de dureté moyenne

Force motrice. En Amérique, on admet que le travail utile des bocards correspond à 70 p. % du travail moteur. La formule :

$$T_u = 0,70 T_m = \frac{QNS \frac{n}{60}}{75} = \frac{QNSn}{4500} \text{ dans laquelle}$$

T_m représente le travail théorique sur l'arbre de la machine,

T_u " " utile,

Q " le poids des pilons,

N " leur nombre,

S " la hauteur de chute,

n " le nombre de coups par minute,

sert à déterminer la force en chevaux-vapeur.

Les transmissions entre le moteur et le bocard se font par des engrenages ou des courroies, mais celles-ci sont préférables, parce que les chocs se transmettent moins facilement à la machine.

Quoique les données ne soient pas toutes comparables entre elles, on peut cependant tirer quelques conclusions du tableau précédent.

On verra que pour le broyage à l'eau des minerais de dureté moyenne : 1° toutes choses égales d'ailleurs, le rendement n'est pas proportionnel au poids des pilons ; les moins lourds sont ceux qui produisent le plus : 230 kilos ; 2° la hauteur de chute qui correspond au plus grand effet utile est 0^m,225, c'est-à-dire la moins élevée.

Pour le broyage à l'eau des minerais durs, si on compare les résultats donnés respectivement par les usines Eureka et Gold-Hill, puis Union-Hill et Nevada G.-M. C^o, qui broient des minerais de dureté à peu près égale, on conclura : que les pilons les plus lourds, 407 et 398 kil., produisent davantage que ceux moins pesants : 330 et 385 kil.

Le tableau précédent ne peut fournir aucune indication pour le broyage à sec, parce que les minerais traités dans les deux usines indiqués ne sont pas comparables.

L'effet utile d'un pilon dépend : de son poids, de sa chute et de la surface du sabot.

Soit : P le poids du pilon.

H la hauteur de chute.

S la surface du sabot.

Le rapport $\frac{PH}{S} = W$ devra avoir une valeur qui variera

avec la dureté de la matière à broyer. Rittinger adopte les chiffres suivants :

Pour du minerai très-dur,	W égale au moins	0 ^k ,130	par cent. carré.
» » dur,	W » »	0,108	»
» » de dureté moyenne,	W » »	0,087	»

$$\frac{PH}{S} = 0,087 \quad S = 395 \text{ centimètres carrés ;}$$

le diamètre du sabot serait donc de 0^m,220.

En supposant qu'on donne 70 coups par minute, le travail utile d'un tel pilon sera de 0^{ch},53, et la force nécessaire pour le produire 0^{ch},76, soit 11^{ch},40 pour un bocard de 15 pilons.

Dans ces conditions, et pour des minerais de dureté moyenne, les tôles perforées ayant 1 millimètre de diamètre, on peut compter pour le broyage à l'eau, sur une production d'au moins 1.500 kilos par pilon et par 24 heures, ou 2 tonnes par cheval-vapeur.

Un bocard de 15 pilons, comme celui représenté Fig. 1, 2, PL. XXVIII, dont les flèches pèsent 308 kilos, les auges tout en fonte, peut coûter :

Coût
d'un bocard.

Fondations et béton.	fr.	100	
Charpente en chêne, 25 mètres cubes à 180 fr. . .		4.500	
Bocard proprement dit, poids des pièces métalliques : 15.332 kilos, pris chez le constructeur . . .		10.700	
Machine horizontale de la force de 25 chevaux, détente Mayer, prise chez le constructeur fr.	5.500		
2 chaudières, dont une de rechange . . .	4.000		
Fondations, pose, maçonneries pour chaudières et cheminées.	4.200	13.700	
Total.	fr.	29.000	

sans compter le transport et les abris.

Un bocard de 15 flèches, dont les pilons pèseraient 150 kilos, correspondrait à un poids d'environ 12.000 kilos et nécessi-

Prix de revient
d'un broyage.

Nous avons vu que des pilons de 150 kilos peuvent broyer 1.500 kilos de matières par 24 heures, à la grosseur d'un millimètre, dans le cas de minerais de dureté moyenne. Pendant un mois, soit 23 jours de travail effectif, et 2 jours de réparations, la quantité de minerai broyé sera de 517.500 kilos. Les frais spéciaux seront :

Main-d'œuvre :

Bocardage, 69 journées à 3 fr.	207'	
Mécanicien-chauffeur, 25 journées à 4 fr. . .	100	
Réparations, 6 journées à 3 fr.	18	325'

Consommations :

Consommation de fonte : 310 kilos à 50 fr., transport compris.	155	
Houille 2 ^k ,50 par cheval et par heure, soit 18 tonnes à 25 fr., transport compris. . .	450	
Entretien, graissage, etc.	92	697
Imprévu		103
Total.		1.125'

Soit par tonne de minerai :

Main-d'œuvre :

Bocardage, 0,133 à 3 fr.	0,40	
Mécanicien, 0,048 à 4 fr.	0,19	
Réparations, 0,010 à 3 fr.	0,03	0',62

Consommations :

Fonte, 0 ^k ,600 à 50 fr.	0,30	
Houille, 35 kilos à 25 fr.	0,87	
Entretien, graissage, etc.	0,18	1,35
Imprévu		0,20

Main-d'œuvre :

Bocardage, 0 ^h ,133 à 3 fr.	0 ^h ,40	
Réparations, 0,010 à 3 fr.	0,03	0 ^h ,43

Consommations :

Fonte, 0 ^h ,600 à 50 fr.	0,30	
Entretien et graissage	0,10	0,40
Imprévu		0,07
Total.		<u>0^h,90</u>

NOUVEAUX SYSTÈMES DE BOISAGE

Par M. H. DABURON, ingénieur.

Boisage d'une veine à toit ébouleux.

Ce système de boisage a été employé pour le soutènement des galeries à conserver entre les remblais dans une veine de 1^m,20 de puissance moyenne à toit friable et extrêmement ébouleux.

Il n'est applicable utilement qu'aux veines dont le faux toit n'est pas assez solide pour qu'on puisse supprimer les montants des cadres de boisage en se contentant de river, de *poteler* les chapeaux dans les terrains découpés.

Voici, en quelques mots, les considérations qui m'ont amené, après plusieurs essais dans des voies différentes, à adopter ce système.

On sait que toutes les fois qu'une veine est exploitée sur une largeur suffisante, quelque soignées que soient les remblais, il se produit, en arrière du front de taille, un affaissement des terrains supérieurs ; *le terrain donne son poids*. Ce mouvement, absolument irrésistible au moins pour les boisages ordinaires des mines, dure plus ou moins longtemps, souvent plusieurs mois, et ne s'arrête qu'au moment où les remblais sont entièrement tassés.

Si nous conservons dans les remblais une voie boisée à la manière habituelle avec des cadres composés d'un chapeau et de deux montants ordinaires, ces montants à peu près incompressibles entre un toit et un mur qui se rapprochent, se raidissent d'abord, puis cassent brusquement ; mais, comme le bois travaillant dans le sens des fibres, *le bois debout* offre plus de résistance que le bois comprimé latéralement, ces montants, avant de casser, ont commencé par écraser les extré-

mités du chapeau ; de plus, si le toit est friable, ils ont un peu pénétré dans ce toit en le désagrégeant et refoulant le terrain vers le milieu de la voie. Le chapeau, chargé en son milieu par le refoulement du toit, écrasé à ses deux extrémités, casse presque toujours, soit avant, soit après les montants. Le cadre est entièrement à remplacer. Aussi, comme le dit M. Alf. Evrard dans son remarquable traité pratique d'exploitation : *On boise ces galeries, sauf à remplacer plusieurs fois le boisage et à exécuter au fur et à mesure que les affaissements se produisent des rauchages successifs*. C'est pour la même raison que M. Callon engage à employer toujours dans ces voies, où le poids doit nécessairement se donner, un premier boisage léger, ce premier boisage devant toujours être brisé et remplacé.

Ainsi les montants offrent d'abord une résistance exagérée, puisqu'ils écrasent le chapeau et désagrégent le toit ; puis, cassant brusquement, ils perdent même la résistance nécessaire pour porter le poids du chapeau.

Tout le mal serait évité si l'on pouvait avoir des montants présentant pendant tout le temps que l'affaissement des terrains se produit, une résistance constante, toujours trop faible pour écraser le chapeau ; mais toujours très-largement suffisante pour supporter le poids de ce chapeau et du peu de terres détachées qu'il doit soutenir. Je dis le peu de terres, parce que, même dans les plus mauvais terrains, l'éboulement du toit d'une galerie ne se produit que par une désagrégation

produit par un affaissement presque subit des terrains sur une grande étendue ; mais ici l'apparence est trompeuse, et l'éboulement du toit de la galerie ne commence qu'alors que les bois brisés par le poids des terrains ont perdu toute force.

Des montants à résistance constante, se raccourcissant au fur et à mesure que le toit se rapproche du mur, pourraient être obtenus en les formant de deux pièces coulissant l'une dans l'autre, comme les pièces d'un télescope, mais à frottement dur. On y arriverait sans trop de frais en garnissant les pieds des montants d'une frette en fer et y forant un trou central dans lequel entrerait à frottement dur un bout de fer rond qui reposerait sur le mur.

Pour arriver au même résultat, nous nous sommes contentés d'affaiblir le pied du bois, pour que sous le poids du terrain il s'écrase et se refoule sur lui-même. Ne pouvant éviter la rupture du bois, nous dirigeons cette rupture en la forçant à se produire lentement et dans un endroit où elle ne nuit en aucune façon à la solidité du montant.

Comme les montants doivent également maintenir latéralement les terrains découpés dont la pression suffit souvent pour les rompre, nous complétons le système par deux jambes de force destinées à résister à celle pression, en même temps qu'elles soutiennent le milieu du chapeau.

Le système consiste, en un mot, à entretoiser le plus solidement possible le toit de la galerie avec le terrain découpé de chaque côté de la voie et à soutenir le tout par des bois qui, sans se briser, cèdent au fur et à mesure que le poids se produit.

Toute la partie entretoisée descend ensemble, le toit conserve le peu de consistance qu'il avait avant le mouvement, et, si l'on a eu soin, en faisant la voie, de prendre une hau-

galeries coûte fort peu, surtout dans les veines à toit peu solide, dont nous nous occupons ici, et les terres qui en proviennent se trouvent tout juste en face des tailles à remblayer, avantage que l'on n'a pas toujours quand on est forcé de faire un rauchage.

Les cadres de boisage sont placés, comme à l'ordinaire, par l'ouvrier qui fait l'ouverture de la galerie, par le *coupeur de mur*.

Seulement, il emploie, comme montants, des bois de sapin dont le plus petit bout, celui qui doit reposer sur le mur, a été coupé en biseau au jour à la scie circulaire sur une longueur de 0^m,70 environ, évidemment variable avec l'affaissement définitif qui doit se produire. De plus, deux traits de scie de la même profondeur, donnés suivant le fil du bois, achèvent de lui enlever, près du pied, sa trop grande résistance et facilitent l'écrasement.

Le chapeau est un chapeau ordinaire qui doit, autant que possible, être plus gros que les montants. Comme ce chapeau ne cassera pas pendant que le poids se donnera, on peut employer immédiatement du chêne, s'il s'agit d'une galerie de longue durée.

Le coupeur de mur a soin de tourner le biseau du côté du remblai, de manière à ce que, pendant l'écrasement, le pied du bois tende plutôt à se rapprocher du remblai qu'à revenir dans la voie.

On a eu soin, pour la même raison, de faire le biseau sur la partie convexe du bois.

chaque encoche, un rondin court, scié dans un vieux bois de mine, est placé entre le terrain et le montant. Enfin, les cadres sont reliés l'un à l'autre par trois poussards en bois de 10 centimètres environ de diamètre qui sont chassés entre ces cadres, l'un au milieu du chapcau, les deux autres entre les montants au niveau des encoches, et qui maintiennent l'écartement.

Ce boisage, comme on le voit, se rapproche un peu par sa forme, sinon par son principe, du boisage dit *à l'anglaise* ; mais, outre qu'il est beaucoup moins cher, il n'a pas, comme ce dernier, l'inconvénient de rendre très-difficiles les réparations. De plus, l'entaille faite au pied des bois permet d'appliquer immédiatement ce boisage aux voies où le terrain n'a pas donné son poids, ce qui est impossible avec le boisage à l'anglaise.

Les rondins dont j'ai parlé et que l'on place entre les bois et le terrain découpé servent à faire que la pression latérale des terres s'exerce tout entière en face de la partie du montant renforcée par la jambe de force. De plus, comme on emploie pour les faire, de vieux bois dont les fibres ont perdu une partie de leur adhérence, si la poussée latérale devient trop forte, le rondin s'écrase et garantit le bois en formant un tampon élastique entre lui et le terrain.

Un boiseur âgé, incapable d'autre travail, avec un aide de 14 à 15 ans, peut armer dans sa journée 12 cadres environ. En supposant que le prix de la journée du boiseur soit de 4 fr. et celle de l'aide de 2 fr., la pose d'une armature reviendrait à 0f,50. Avec un boiseur jeune et travaillant à la tâche, elle coûterait certainement moins. La consommation de bois est de 0f,95 par cadre, si l'on emploie des jambes de force en

Il convient d'ajouter à ces dépenses les frais d'entaille à la scie circulaire qui montent à 0',04 par montant, soit 0',08 pour les deux.

L'armature complète d'un cadre revient donc à 1',53 en bois ordinaire et à 1',83 en chêne.

Ce système, que nous avons commencé à appliquer en février dernier, nous a donné dans la veine à toit ébouleux, dont j'ai parlé, une économie de près de moitié sur la main-d'œuvre d'entretien, et nous n'en recueillons pas encore tous les fruits, puisque nous avons encore à entretenir d'anciennes voies faites avec le boisage ordinaire. Les frais d'ouverture des galeries ont un peu augmenté; mais l'augmentation a été bien plus que compensée par la diminution des frais de remblayage. Depuis le 15 juillet, la moyenne des frais de main-d'œuvre *d'entretien, remblayage et ouverture des galeries*, pour une tonne de charbon extraite, a été notablement inférieure à ce qu'était la moyenne des frais de main-d'œuvre pour *l'entretien et le remblayage seuls*, sans l'ouverture des galeries, avant l'emploi du système.

La moyenne des consommations de bois par tonne de charbon extraite a diminué aussi de 20 centimes environ. Cette diminution est considérable, si l'on remarque qu'elle ne s'applique qu'au boisage des galeries.

Nous avons des plans inclinés et des voies de niveau qui ne nous ont coûté aucun entretien, quoique le toit, je le répète, soit très-mauvais sur une épaisseur de plusieurs mètres.

Boisage avec queues en fer carré de 8 et 10^e mm.

mouvements de terrain, que le bois ne pourrait pas supporter.

Le seul inconvénient que présente le boisage en fer est son prix élevé.

Si la substitution du fer au bois peut être utile pour toutes les parties du boisage des galeries de longue durée, elle est surtout avantageuse pour les queues que l'on place entre le chapeau et le terrain.

En employant du chêne pour les montants et le chapeau, on peut obtenir pour ces bois, grâce au cœur de chêne, une durée relativement longue ; mais les queues en chêne ne contenant que de l'aubier, ne durent guère plus que celles en bois ordinaire.

C'est un travail délicat et coûteux de remplacer dans une galerie les queues avariées, surtout quand le toit est éboulé. Aussi se contente-t-on souvent de mettre un cadre entre deux, *de redoubler*, en terme de mineur, pour que les queues, n'ayant plus qu'une valeur très-faible, puissent résister encore, même quand elles sont gâtées. Ce redoublement du boisage est coûteux et, quand les queues sont tout à fait pourries, ne garantit qu'incomplètement contre les pierres qui peuvent se détacher du toit.

Quand on a du vieux fer de roulage, on peut l'utiliser très-avantageusement en l'employant comme queues ; mais alors tout le vieux fer de roulage est bientôt consommé. Si on se sert de fer neuf, le prix du boisage est fort élevé. En employant du fer pesant $5^k \frac{1}{2}$ au mètre courant à 17 fr. les $\frac{1}{100}$ kil., supposant que pour un plan incliné il faille employer 8 queues

fait travailler le fer à la traction, comme pour les câbles d'un pont suspendu. Alors une queue en fer de 1 centimètre carré de section présente plus de résistance qu'une queue en bois ordinaire neuve.

En effet, supposons, pour simplifier le calcul, que la charge soit appliquée au milieu. Une queue en bois bien sain, de 18 à 20 centimètres de circonférence, portée par deux appuis distants de 1 mètre, se brise sous un poids de 400 à 500 kilog,

Que serait-ce trois mois après qu'elle a été posée ?

D'un autre côté, si nous supposons une queue en fer n° 4 de 1 centimètre carré de section, fixée aux mêmes appuis par ses extrémités, il est facile de voir, en faisant le parallélogramme des forces, que, dès qu'elle prend une flèche égale au quart de sa longueur, cette queue peut supporter en son milieu un poids égal à celui que pourrait porter le même fer travaillant à la traction, soit 3.000 kil, en n'évaluant qu'à 30 kil. la résistance du fer n° 4.

Avec une flèche moitié moindre, elle supporterait encore un poids de 1.500 kil., soit plus du triple de celui qui amène la rupture de la queue en bois neuve et de très-bonne quantité.

Or, le fer carré de 1 centimètre, pesant environ 770 grammes au mètre, coûte, au prix de 24 fr. les 100 kilos, 0',185 le mètre courant, soit 0',225 par queue, en tenant compte du petit excédant de longueur qu'on doit lui donner pour faire un œillet à chaque extrémité, comme nous le verrons plus loin.

Dès lors, le prix des queues en fer nécessaires pour boiser un plan incliné n'est plus que de 1',80, et pour une voie de niveau, de 1',35 par mètre courant.

Reste le point d'attache et la manière d'y fixer les queues.

Le point d'attache n'est autre que le chapeau en fer ou en

Le mode d'attache qui m'a paru le meilleur consiste simplement en un œillet de 0^m,025 environ de diamètre intérieur, fait à chaque bout de la queue en repliant le fer à chaud. On entre la queue sur le chapeau en tenant l'œillet à plat ; puis on la remet de champ et on la cale entre le chapeau et le toit.

Si on emploie un chapeau, soit en fer Vignole, soit en rail à double champignon placé de champ, l'œillet s'arrête derrière le champignon.

L'œillet ne sert pas seulement comme point d'arrêt, mais, dans le cas où la pression du terrain est trop forte, il se resserre peu à peu, et la queue cède lentement, tout en résistant toujours avec une énergie convenable et de plus en plus grande. Avec une queue de 1 centimètre carré de section, la résistance de l'œillet à la déformation est de 400 kil., quand le diamètre intérieur de l'œillet est de 25 à 30 millimètres. Il est facile de voir que plus l'œillet sera petit, plus la résistance sera grande ; mais cette résistance de 400 kil. est déjà bien suffisante, et l'œillet un peu grand donne à la queue plus d'élasticité, ce qui est un avantage sérieux.

Dans la pratique, quand la queue est placée et serrée entre le chapeau et le toit, la résistance de l'œillet à la déformation est bien supérieure à celle de 400 kilos que j'ai indiquée. Ce dernier chiffre a été obtenu par une expérience où l'on appuyait simplement l'œillet contre le champignon, sans le caler.

Comme l'œillet doit pouvoir se refouler sans se briser, la queue doit être faite en fer n° 4. L'augmentation de résistance que l'on obtient en employant ce fer compense, du reste, large-

La pose d'une queue en fer sur un chapeau en bois se fait de la même manière que sur un chapeau en fer. Il importe seulement de bien caler la queue contre le toit. La queue doit également être un peu plus longue.

Un forgeron, sans outil spécial, fait 20 queues en une heure, ce qui mettrait le prix de façon à 2 centimes $\frac{1}{2}$ par queue.

Avec un outil spécial, facile à imaginer, un forgeron à la tâche en ferait certainement le double.

Malgré toute la sécurité que donnaient l'étude théorique et les expériences concluantes qui avaient été faites, nous n'avons appliqué d'abord ce système qu'à une voie d'aérage en terrains très-lourds et très-mauvais : 80 mètres de voie ont été boisés ainsi depuis six mois, partie avec chapeaux en fer, partie avec chapeaux en bois. Le poids du terrain a brisé plusieurs chapeaux ; aucune queue n'a cédé.

Dans des parties voisines, des queues en bois cassaient, quoiqu'en parfait état de conservation.

Comme pose, le prix du boisage est le même que celui du boisage avec queues en bois. Ces queues en fer, bien droites, sont même plus faciles à placer que celles en bois.

Après l'expérience que nous avons faite, je suis convaincu que ces queues en fer léger présentent autant de sécurité que les queues en bois neuves et de bonne qualité, et beaucoup plus que ces mêmes queues, dans l'état où elles sont au bout de quelques mois de service.

Nous allons continuer les essais avec du fer carré de 8 mil-

Ils présenteraient, en tout cas, un certain intérêt. S'ils réussaient, le boisage avec queues en fer deviendrait moins coûteux que le boisage avec queues en bois.

28 juillet 1880.

Depuis le mois de novembre 1879, où nous avons fait cette communication à la réunion de la Société de l'Industrie minière, à Doué, nous avons continué à employer les bois entaillés au pied. Ils nous ont donné les meilleurs résultats.

Les queues en fer à œillet sont employées couramment dans toutes les voies de durée. Il est *extrêmement rare* qu'on en trouve une cassée. L'entretien est nul. Le seul point important est que les extrémités de ces queues soient bien calées entre le toit et le chapeau. C'est une condition essentielle de sécurité. Ce calage peut se faire soit avec des pierres plates, ce qui est le meilleur moyen, soit avec des coins en vieux bois de chêne refendus.

Pour augmenter la durée des queues, on a soin de les faire chauffer à 200 ou 250°, puis de les plonger chaudes dans le goudron. Il se forme une sorte de vernis noir qui ne tache pas les doigts et conserve bien le fer.

Les queues de 8 millimètres que nous avons employées dans plusieurs retours d'air résistent aussi bien que celles de 10 millimètres. Nous ne sommes pas allés au-dessous de cette dimension. Dans toutes les voies de roulage, nous employons par prudence des queues en fer de 10 millimètres, jusqu'à ce que l'expérience nous ait démontré que celles de 8 millimètres présentent une absolue sécurité. Nous n'avons pas employé la

JURISPRUDENCE DES MINES

(Extraits de DALLOZ, 2^{me} cahier 1880 et 1^{er} cahier 1881.)

L'autorité judiciaire est compétente pour statuer sur les difficultés relatives à l'exécution d'une convention par laquelle, avant la concession de la mine, le propriétaire de la surface a donné à l'explorateur l'autorisation d'extraire du minerai moyennant certaines redevances.

Un décret portant concession d'une mine a pour effet de détacher du sol le tréfonds minier compris dans la concession, d'en faire une propriété nouvelle; et, à dater de cet acte, tous les droits du propriétaire de la surface sont purgés en faveur du concessionnaire;

Par suite, l'application du tarif des redevances établies par le décret de concession doit être faite nonobstant toute stipulation contraire qui résulterait d'arrangements antérieurs entre les parties, lorsque le propriétaire de la surface a d'ailleurs été mis en demeure de faire valoir ses droits avant la concession;

Il en est ainsi, même dans le cas où la convention intervenue entre le propriétaire et l'explorateur s'appliquait à des objets complexes et réglait non-seulement l'extraction des minerais souterrains, mais encore, à titre accessoire, l'exploitation des minières à ciel ouvert et l'occupation partielle des terrains superficiels;

... Sauf nouveau règlement à l'amiable entre les parties, des indemnités non déterminées par l'acte de concession et relatives, soit à des occupations de terrains, soit à des exploitations de minières d'alluvion ou superficielles.

(Affaire de Caudé et Dubreuil de Pontbriand contre Jules Garnier et C^{ie}).

Les sieurs de Caudé et Dubreuil de Pontbriand, propriétaires dans l'arrondissement de Segré (Maine-et-Loire) ont, le 1^{er} juin 1872, concédé aux sieurs Jules Garnier et C^{ie}, l'autorisation, à l'exclusion de tous autres, d'exploiter tant à la superficie

leurs propriétés de l'arrondissement, moyennant une redevance de 1 fr. par mètre cube de minerai tiré et brut, la Société s'engageant à payer ladite redevance sur le pied d'un minimum de 4.000 mètres cubes par année, à partir du 1^{er} janvier 1874. Un décret du 21 novembre 1874, rendu après l'accomplissement des formalités légales, a concédé la mine à la Société Garnier.

En 1875, les sieurs de Caudé et de Pontbriand ont assigné devant le tribunal civil de la Seine la Société Garnier pour avoir paiement, en vertu de la convention de 1872, de la somme de 8.042 fr. 59 c., savoir : 1° 8.000 fr. pour redevances sur l'extraction des minerais en 1874 et 1875 ; 2° 6 fr. 65 c. pour indemnité d'occupation pendant deux ans et demi ; 3° 28 fr. 20 centimes pour redevances sur l'extraction antérieure à 1874 ; 4° 7 fr. 74 c. pour indemnité d'occupation en 1874. Cette demande a été rejetée par un jugement du tribunal civil de la Seine du 16 décembre 1876, ainsi conçu :

Attendu que de Caudé et de Pontbriand ont, à la date du 13 novembre 1875, assigné Garnier et C^{ie} pour voir prononcer contre eux une condamnation en 4.042 fr. 59 c. qu'ils demandent, en exécution d'une convention en date du 1^{er} juin 1872, et que, par conclusions nouvelles, ils demandent contre les défendeurs une nouvelle somme de 4.000 fr. en vertu de la même convention ; — Attendu que les défendeurs ont fait, postérieurement à l'exploit introductif d'instance, et à la date du 25 novembre 1875, offres réelles de la somme de 4.042 fr. 59 cent., en expliquant toutefois que, moyennant ces offres, ils prétendaient être affranchis de donner à la convention du 1^{er} juin 1872 aucun effet pour l'avenir ; — Attendu que, sur le refus des demandeurs d'acquiescer à cette prétention, lesdites offres ont été consignées par Garnier et C^{ie} :

Que les conclusions d'incompétence doivent donc être rejetées ;

Attendu, au fond, que si de Caudé et de Pontbriand, propriétaires du sol, ont pu valablement traiter avec Garnier et C^{ie}, en dehors de toute intervention administrative, pour les travaux ou recherches préliminaires à la concession de la mine, ils ne pouvaient stipuler et se ménager des avantages et annuités sur l'exploitation de la mine concédée par l'Administration ; — Qu'il est constant, en effet, que la concession de l'exploitation des mines reste en dehors du droit du propriétaire du sol ; — Que c'est un acte qui crée une propriété complète, distincte et séparée de celle de la surface et même du tréfonds ; — Que, si le propriétaire reste propriétaire du dessus et du dessous du sol, l'exploitation de la richesse minérale constitue une propriété nouvelle dont l'Administration seule a la disposition ; — Attendu que, si la loi de 1810 veut qu'une indemnité soit accordée au propriétaire du sol, elle veut aussi que l'Administration ait seule le droit de fixer cette indemnité, en laissant toutefois au propriétaire le droit de veiller à son intérêt en l'exposant devant elle ; — Attendu que cette volonté de la loi, avec toutes ses conséquences, s'explique par l'intérêt public attaché à l'exploitation des richesses minérales, et par cela aussi que la concession d'une mine n'intervenant qu'après la période des études préliminaires, la fixation de l'indemnité due par le concessionnaire sera toujours plus sagement fixée et moins aléatoire qu'une convention souvent faite avant toutes recherches, et qui viendrait paralyser le concessionnaire, et lui imposer des obligations très-onéreuses ;

Attendu que le tribunal ne saurait s'arrêter au moyen des demandeurs tiré de ce que la convention rapportée s'appliquerait à la fois à l'indemnité pour recherches et pour l'abandon de certains droits superficiels, aussi bien qu'à la redevance pour l'exploitation ; — Qu'il est constant, en effet, et qu'il résulte du texte de la convention que les engagements pris ont pour objet principal la redevance relative à l'ex-

obligations, par cela même qu'elles consistent en des redevances à acquitter sur les produits de la mine et en dehors de l'acte de concession, ne sauraient être sanctionnées et amenées à exécution ;

Attendu qu'il résulte de ce que dessus que les offres faites sur l'assignation et à la date du 25 novembre 1875, suivies de consignation, sont valables et libératoires ; que Garnier et C^{ie} étaient fondés à y mettre la condition que les demandeurs consentiraient à ne pas se prévaloir pour l'avenir de la convention du 1^{er} juin 1872 ; — Attendu que, par les motifs ci-dessus, les conclusions additionnelles des demandeurs doivent être repoussées comme mal fondées ;

Par ces motifs, se déclare compétent ; déclare les demandeurs mal fondés dans leurs demandes et conclusions principales et additionnelles ; déclare, au contraire, les offres valables et libératoires.

Sur ce jugement, appel par les sieurs de Caudé et de Pontbriand, devant la Cour de Paris qui a, le 22 mars 1879, rendu l'arrêt suivant :

La Cour ; — Considérant que la convention du 1^{er} juin 1872, entre les appelants et la Société intimée, a pour objet l'exploitation des mines et minerais de fer dont Jules Garnier et C^{ie} se disent « les inventeurs dans l'arrondissement de Segré », et plus particulièrement des gisements miniers qu'ils auraient « découverts sur les terres appartenant à Dubreuil de Pontbriand et à Paul de Caudé » ; — Considérant que la Société Garnier et C^{ie} déclare au préambule dudit traité, qu'« avant d'être investie du droit de concessionnaire, elle désire s'entendre à l'amiable avec les propriétaires » ; — Considérant qu'en conséquence il est donné par de Pontbriand et de Caudé à Jules Garnier et C^{ie}, autorisation « à l'exclusion de tous autres, d'exploiter, tant à la superficie qu'en profondeur, les minerais de fer qui peuvent exister dans leurs propriétés de l'arrondissement de Segré », et ce moyennant une redevance de 1 fr. par mètre cube de minerai tiré et brut, la Société intimée s'engageant à payer ladite redevance sur le pied d'un minimum de 4.000 mètres cubes par chaque année, à partir du 1^{er} janvier 1874 ;

Considérant qu'il résulte des termes et de l'esprit de ladite convention que si l'autorisation donnée s'étend à des choses complexes, à la recherche des mines de sous-sol, aussi bien que des minerais purement superficiels ou d'alluvion, à l'exploitation des mines et minières, et enfin à l'occupation partielle des terrains en surface, selon les besoins de l'exploitant, il y est aussi formellement exprimé que la C^{ie} intimée se propose et se réserve de solliciter une concession et de se faire investir des droits que la concession officielle comporte ; que la durée de l'autorisation accordée par les propriétaires de la surface, moyennant charges et redevances, n'est point déterminée au traité ; qu'il n'est point admissible qu'en ce qui concerne les mines, Jules Garnier et C^{ie} aient entendu se soumettre indéfiniment au tarif stipulé avec de Caudé et de Pontbriand, et cela, même après la concession obtenue du Gouvernement ;

Considérant que, à ce point de vue, et quant à son objet principal, à savoir l'exploitation des gisements miniers sous-terrains, le traité n'a pu avoir qu'un caractère provisoire et qu'une durée limitée par la date même du décret de concession ; — Considérant, d'ailleurs, que cette limitation, en dehors même de la convention privée des parties, leur était imposée par la loi spéciale qui régit la matière des mines, et par un intérêt supérieur d'ordre gouvernemental ;

Considérant, en effet, que si, aux termes de l'article 552 du code civil, la propriété du sol emporte la propriété du dessus et du dessous, le législateur, dans la disposition finale du même article 552, a écrit une exception motivée par les besoins de l'industrie, de l'utilité et de la sécurité publiques, et restreint les droits du propriétaire tréfoncier, précisément en ce qui concerne les mines ; — Que si, en dehors de cette restriction, les mines, tant qu'elles n'ont été ni découvertes, ni mises en exploitation, demeurent les dépendances et l'accessoire de la surface, elles n'en sont pas moins à la disposition de l'Etat, au point de vue des recherches qu'il autorise et des concessions qu'il lui appartient de faire, sauf d'ailleurs la juste indemnité due aux propriétaires du sol ; — Considérant que ce droit souverain d'autorisation et de règlement a été consacré

de la façon la plus nette et la plus énergique par la loi du 21 avril 1810 ; — Que, notamment, aux termes des articles 5 et 7 de cette loi, l'acte de concession administrative a pour effet de détacher du sol le tréfonds minier compris dans la concession, d'en créer et faire une propriété nouvelle et séparée, disponible dans la main du concessionnaire et transmissible comme tous les autres biens ; — Qu'à dater de cet acte, tous les droits du propriétaire de la surface ou de ses ayants-droit, sont purgés en faveur du concessionnaire (article 17 de la loi précitée) ; — Considérant que, de même que l'intérêt public a exigé cette dépossession par l'Etat au profit du tiers concessionnaire, de même il a voulu que la redevance attribuée au propriétaire fût réglée à la somme déterminée par la concession ; — Qu'il n'est pas admissible, à moins que le décret de concession ne les consacre et ne se les approprie, de reconnaître aux conventions antérieures, entre les propriétaires de la surface et les intéressés à la concession, un effet qui tendrait à modifier ou à aggraver les charges imposées à ceux-ci, et à rendre nulles et inefficaces les prescriptions de ce décret même ; — Qu'ainsi que l'a déclaré le rapporteur de la loi au Corps législatif (séance du 21 avril 1810), l'Etat est alors le modérateur suprême entre les intérêts privés des propriétaires du sol et ceux des concessionnaires qui deviennent les propriétaires de la mine ; — Que, par suite, l'application du tarif des redevances doit être faite nonobstant toute stipulation contraire qui résulterait des arrangements antérieurs entre les parties ; — Que ces arrangements, à dater de l'acte de concession, lequel est d'ordre public, doivent être tenus pour non avenus, et à tout le moins pour résolus :

Qu'ils sont mal fondés à se plaindre si l'indemnité, telle qu'elle a été fixée, est inférieure à la redevance déterminée dans la convention provisoire de 1872 ; — Considérant qu'accorder effet à cette convention à l'encontre de la fixation de la redevance réglée aux termes des articles 6 et 42 de la loi du 21 avril 1810, ne tendrait à rien moins qu'à détruire toute l'économie de la loi, et à la rendre inefficace dans l'une de ses dispositions les plus importantes au point de vue de l'intérêt industriel et de la prospérité de l'exploitation du sol minier de la France ; — Qu'en surélevant au profit du propriétaire superficiel les charges de cette exploitation, telles que l'Etat les a déterminées, on arriverait à la rendre souvent onéreuse ou impossible ;

Considérant que de Pontbriand et de Caudé soutiennent, en outre, que la convention du 1^{er} juin 1872 s'applique à des objets complexes et ne rentrant pas tous dans les prévisions de l'acte de concession ; que, par suite, et en fait, cette convention serait mise hors de l'atteinte de la réglementation administrative ordinaire ; — Mais considérant que ladite concession veut être, avant tout, ainsi que l'ont fait les juges, envisagée dans son objet principal ; que les indemnités pour recherches ou pour occupation des terrains de surface, et que les exploitations éventuelles des minières à ciel ouvert, n'y figurent qu'à titre purement secondaire et accessoire ; — Que, d'ailleurs, à vouloir leur appliquer séparément la convention elle-même, et le taux de la redevance générale stipulée, la ventilation à faire serait impossible ; — Que cette convention, en réalité, et dans l'exécution, revêt un caractère absolument indivisible ; — Que, non avenue pour le principal, à savoir l'indemnité due sur le produit des mines souterraines, elle doit être écartée pour le tout, sauf réserve aux parties de leur droit à se régler à l'amiable, et à nouveau, soit en ce qui touche les occupations non visées par l'acte de concession, aux termes des articles 43 et suivants de la loi de 1810 (art. 3, 6, 7 du décret de concession du 21 novembre 1874), et en ce qui touche aussi les minières d'alluvion ou superficielles (articles 57 et suivants de la loi de 1810, et 3 du décret de concession) ;

Adoptant, au surplus, les motifs du jugement ; — Confirme, etc.
Sur cet arrêt, pourvoi en cassation sous prétexte de :

1° Violation de la loi du 21 avril 1810 et de l'article 1134 du code civil, en ce que l'arrêt attaqué a rejeté la demande de redevance formée par les exposants contre les défendeurs éventuels en vertu de la convention du 21 juin 1872, par le motif que cette convention devait être tenue pour non avenue et pour résolue à dater du décret de la concession faite aux défendeurs éventuels.

2° Violation des articles 1134, 1217 et suivants du code civil et des règles de l'indivisibilité, en ce que l'arrêt attaqué a considéré la convention susmentionnée comme ayant un caractère indivisible, alors que cette convention s'appliquait à des indemnités distinctes et ne rentrant pas toutes dans les prévisions du décret de concession.

La Cour suprême a, le 11 février 1880, rendu l'arrêt suivant :

La Cour ; — Sur le premier moyen, tiré de la violation de la loi du 21 avril 1810 et de l'article 1134 du code civil : — Attendu que l'arrêt attaqué déclare qu'il résulte des termes et de l'esprit de la convention, ainsi que de l'intention des parties, que Jules Garnier et C^{ie} ne se sont obligés à payer aux demandeurs leur redevance, pour l'exploitation de la mine, que jusqu'au jour du décret de concession ; — Que cette interprétation est souveraine et qu'il n'y a eu, par suite, violation ni de la loi du 21 avril 1810, ni de l'article du code susvisé ;

Sur le deuxième moyen, pris de la violation de l'article 1134 du code civil, des articles 1217 et suivants du même code et des règles de l'indivisibilité : — Attendu que la Cour d'appel de Paris dit, non-seulement que les redevances mises à la charge de Jules Garnier et C^{ie} pour recherches, occupation de surfaces et exploitation de minières à ciel ouvert, sont des redevances purement secondaires et accessoires, et que la ventilation à en faire est impossible, mais qu'elle ajoute encore

ACTES ADMINISTRATIFS

DE LA SOCIÉTÉ DE L'INDUSTRIE MINÉRALE

EXTRAITS DES PROCÈS-VERBAUX

DES SÉANCES DU CONSEIL D'ADMINISTRATION

Séance du 18 janvier 1881.

Sont présents : MM. Castel, président, Baroulier, Desbief, Grand'Eury, Meurgey, Mirc, Pinel et Wéry. — S'excusent par lettres ou se font excuser MM. Carvès, Chansselle, Evrard, Euverte, Leseure, Pion et Pourcel.

12 nouveaux membres présentés sont admis; 10 membres sont démissionnaires et 5 sont décédés depuis la dernière réunion.

Après le dépouillement de la correspondance, le Conseil vote la publication de diverses notes examinées; il arrête la composition de la 4^{me} livraison du tome IX.

Les membres devant former la Commission de comptabilité pour 1881 sont désignés; ce sont MM. Euverte, Carvès et Desbief.

Séance du 15 mars 1881.

Sont présents : MM. Castel, président, Allimand, Baroulier, Carvès, Chansselle, Clair, Coignet, Desbief, Evrard, Grand'Eury, Meurgey et Pourcel. — S'excusent par lettres ou se font excuser MM. Crozet, Devillaine, Leseure, Pinel et Wéry.

14 nouveaux membres sont admis; 4 sont démissionnaires et 1 est décédé depuis la dernière réunion.

Après le dépouillement de la correspondance, le Conseil s'occupe presque exclusivement de la composition du *Bulletin*.

Vote de l'échange du *Bulletin* avec les *Annales des mines et Constructions civiles de Lima*.

LISTE

DES

PUBLICATIONS REÇUES PAR LA SOCIÉTÉ.

1° Publications périodiques.

- Annales des Mines, tome XVIII, 4^e et 5^e liv. de 1880.
 Annales du Génie civil, 2 liv., novembre et décembre de 1880.
 Annales industrielles, 8 liv. du 2^e semestre 1880 et 5 liv. du 1^{er} semestre de 1881.
 Armengaud, publications industrielles, tome XXVI, 1 liv. de 1880, tome XXVII, 2 liv. de 1881.
 Association française pour l'avancement des Sciences, 8^e session.
 — Montpellier, 1 vol. grand in-8°, 1879.
 Bulletin du Comité des Forges de France, 4 liv. : nos 164, 165, 166 et 167.
 Bulletin de la Société d'Encouragement, livr. de septembre, octobre et novembre 1880.
 Bulletin mensuel de la Société des anciens élèves des Ecoles d'Arts et Métiers, 3 liv. : octobre, novembre et décembre 1880.
 Bulletin de la Société industrielle de Mulhouse, 2 liv. : octobre, novembre-décembre 1880.
 Bulletin des séances de la Société nationale d'Agriculture de France, 2 numéros.
 Journal des Savants, 2 liv. : novembre et décembre 1880.
 Jurisprudence générale, par Dalloz : 9^e, 10^e 11^e et 12^e cahiers de 1880 et 1^{er} cahier de 1881.
 Mémoires publiés par la Société des Ingénieurs civils, 3 liv. : septembre, octobre, novembre 1880.
 Résumé des séances de la Société des Ingénieurs civils, 5 liv.
 Revista minera, 7 numéros.
 Iron, the Journal of science metals and manufactures, 11 numéros.
 Proceedings of the South Wales Institute of mining Engineers, vol. XII, n° 3.
 Transactions of the american institute of mining Engineers, 16 liv.
 The Engineering and Mining Journal, 14 numéros.

- Berg-und Hüttenmännisches Jahrbuch Leoben, 3^e et 4^e livr. du tome XXVII.
- Jahrbuch der K. K. geologischen Reichsanstalt, 1 livr. du tome XXIX et 1 liv. du tome XXX.
- Verhandlungen der K. K. geologischen Reichsanstalt, 10 numéros.
- Zeitschrift der deutschen geologischen Gesellschaft, 3^e livr. du tome XXXII de juillet à septembre 1880.
- Zeitschrift für das Berg-Hütten und Salinen-Wesen, 4^e livr. du tome XXVIII et 1^{re} liv. du tome XXIX.
- Zeitschrift des Vereines deutscher Ingenieure, 3 livr. : novembre, décembre 1880 et janvier 1881.
- Wochenschrift des Vereines deutscher Ingenieure, 12 numéros.
- Jern-Kontorets annaler ny serie Tidskrift för Svenska Bergshand-
teringen Trettiondefjerde årgangen, 8^e et 9^e livr. de 1880 et 1^{re} liv.
1881.

2^e Dons faits à la Société.

- Statistique et législation comparée. — 1^{re} année. 3 livr. : octobre, novembre et décembre 1880.
- History of North American pinnipeds, par Joel Asaph Allen, 1 vol. in-8^e, 1880.
- Les explosions du grisou dans les houillères (loi du 26 mars 1877), par M. Haton de la Goupillière, 1 vol. in-8^e, 1880.
- Rapport présenté au comité des houillères du Nord et du Pas-de-Calais (règlement général pour les mines grisouteuses), 8 exemplaires.
- Rapport des procès-verbaux des séances et documents de la Commission instituée par le gouvernement belge (Etudes sur les explosions de gaz grisou), 6 exemplaires.
- Zur Kenntniss der fauna des untersten Lias in den Nordalpen, par M. Neumayr.
- Observation sur les variations d'effet utile des ventilateurs à force centrifuge, par E. Vandenpeereboom, 1 brochure in 8^e, 1879.
- Réflexion sur les limites d'action des ventilateurs à force centrifuge, par le même, 1 brochure in-8^e 1879.
- Note sur les ventilateurs à force centrifuge, par le même, 1 bro-

PRIX-COURANTS

DES CHARBONS ET COKES

AU 30 AVRIL 1881.

A Saint-Etienne.

	la tonne.	
Pérats durs de première qualité	36,0	»
Pérats tendres, bonne qualité.	29,0	30,0
— qualité ordinaire.	24,0	27,0
Grelassons et débris, premier choix.	24,0	28,0
— deuxième choix.	20,0	23,0
Petites chatilles lavées	19,0	21,0
— non lavées.	14,0	16,0
Charbon pour gaz, première qualité.	19,0	20,0
— — deuxième qualité.	18,50	19,0
Menu de forge, première qualité.	23,0	25,0
— — deuxième qualité.	20,0	22,0
Menu lavé forge.	18,0	19,0
Charbon de chauffage, première qualité.	15,0	16,0
— — deuxième qualité.	14,0	»
Menu pour la grosse forge.	13,0	14,0
Menu pour fours à chaux.	9,0	10,0
Menu fin ordinaire.	10,0	10,50
Coke lavé, premier choix.	35,0	38,0
— deuxième —	28,0	30,0
Coke lavé et non lavé, pour hauts-fourneaux.	24,0	25,0
Petit coke, bonne qualité, pour chauffage.	20,0	23,0
— escarbilles.	10,0	15,0

Mouillères de Rive-de-Gier.

Malbroug	16,0 à 25,0	
Menu.	14,0	21,0
Pérats et grêles.	27,0	40,0
Coke lavé.	35,0	»
Coke non lavé.	25,0	26,0

LISTE DES MEMBRES DE LA SOCIÉTÉ

AU 30 AVRIL 1881.

MM.

- Boillard**, ingénieur civil, à Corbeil (Seine-et-Oise).
- Decarain (ALBERT)**, ingénieur-directeur des hauts-fourneaux d'Outreau, près Boulogne-sur-Mer (Pas-de-Calais).
- Administrateur** des mines et usines de Faymoreau (Vendée).
- Administrateur** délégué de la Société nouvelle anonyme des houillères et fonderies de l'Aveyron, à Decazeville (Aveyron).
- Drien (EUGÈNE)**.
- Ertz (L.)**, négociant en métaux, fers, fontes et ferronnerie, rue Saint-Dizier, 137, à Nancy (Meurthe-et-Moselle.)
- Guillon**, ingénieur des mines, 12, rue Roquepine (Paris).
- Layrac**, ingénieur de la Compagnie de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Libran (PAUL)**, ingénieur aux mines de Mokta-el-Hadid, à Bône (Algérie).
- Gniel**, agent général de la C^e de Vicoigne, à Nœux-les-Mines (Pas-de-Calais).
- Illimand (F.)**, ingénieur, 23, rue de Lyon, à Rive-de-Gier (Loire).
- Illimant**, ingénieur aux mines de Grand-Croix (Loire).
- Lambard (A.)**, directeur des mines de la Bazouge, par Vaiges (Mayenne).
- Liénot**, ingénieur des mines, attaché à la direction de l'exploitation des chemins de fer P. L. M., 146, boulevard Saint-Germain, Paris.
- Madrieu (CH.)**, ingénieur directeur propriétaire de l'usine à gaz de Bédarieux, à Bédarieux (Hérault).
- d'Andrimont de Mélotte**, ingénieur à Liège (Belgique).
- Andry (A.)**, administrateur délégué de la Société anonyme de construction de Boussu, à Boussu, près Mons (Belgique).
- Anglebert**, directeur-gérant des charbonnages de la Paix, à la Louvière, près Mons (Belgique).
- Bel (LUCIEN)**, maître de forges, à Rive-de-Gier (Loire).
- Bémieux**, ingénieur, 25, rue Saint-Ferdinand, à Paris.
- Bernand**, chef du matériel aux forges de Terrenoire (Loire).
- Bernand (VITAL)**, ingénieur aux mines de Malfidano, à Buggerru, près Iglesias (Sardaigne).
- Boud**, ingénieur civil, rue Badouillère, 29, à Saint-Etienne.
- Bossier**, chef de service aux mines des Salles-de-Garnières par Saint-

- Augé (P.)**, ingénieur-amodataire des mines de la Montagne-de-Fer, Rive-de-Gier (Loire).
- Autissier (ALEXANDRE)**, ingénieur aux mines de Belmez, à Peñarroya, province de Cordoue (Espagne).
- Auvergne**, ingénieur-directeur des mines de Taghit, à Batna (Algérie).
- Aymard**, ingénieur, à Autun (Saône-et-Loire).
- Babilot**, directeur des mines de Portes, à Lavernarède (Gard).
- Bague**, ingénieur aux mines de Roche-la-Molière, près Saint-Etienne.
- Bailloud**, ingénieur aux mines de la Calle, province de Constantine (Algérie).
- Baër**, ingénieur en chef des mines de Routschenko (Russie).
- Bajard (ANT.)**, sous-directeur des mines de Graissessac (Hérault).
- Baker-Forster (Georges)**, esq., vice-président du Royal institut of Mining Engineers. — Backworth House, à Newcastle-Upon-Tyne (Angleterre).
- Baldeyrou**, ingénieur civil, 126, rue de France, à Nice (Alpes-Maritimes).
- Balleydier**, ingénieur aux usines de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Bar**, ingénieur de la Compagnie des mines de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Barachon (J.-B.)**, ingénieur-directeur des hauts-fourneaux de Marnaval à Saint-Dizier (Haute-Marne).
- Barat (MAX.)**, ingénieur principal des mines de Sarre-et-Moselle, à Carlin (Lorraine).
- Barbe (PAUL)**, ingénieur, ancien élève de l'Ecole polytechnique, maître de forges, 12, rue Condorcet, à Paris.
- Barbier**, ingénieur divisionnaire aux mines de Portes et Sénéchas (Gard).
- Barbier (E.-J.)**, agent du syndicat d'exportation de charbons français, Piazza Bodoni, 3, à Turin (Italie).
- Barbreau (FÉLIX)**, docteur en médecine, à Commentry (Allier).
- Bardou (GUSTAVE)**, ingénieur directeur des mines de Tréllys, près Bessèges (Gard).
- Baretta**, ingénieur principal des mines de Beaubrun, à Saint-Etienne.
- Baroulier**, ingénieur, chef du laboratoire de l'Ecole des mineurs de Saint-Etienne, rue de la Colline, en face du n° 9 de l'allée Saint-Barbe.
- Barrault**, ingénieur aux mines de la Grand'Combe (Gard).
- Barrillon (LÉON)**, ingénieur aux mines de Graissessac (Hérault).
- Barthe**, président de la Société métallurgique de l'Ariège, 80, rue Taubout, Paris.
- Barthélemy**, ingénieur aux mines du Bousquet d'Orb (Hérault).
- Bastide (Jules)**, ingénieur civil des mines, 13, boulevard de Courcelle, à Paris.
- Batault (LÉON)**, ingénieur aux ateliers de la Chaléassière, 10, rue de

- Baure**, ingénieur-directeur des houillères de Doyet, Bézenet et les Ferrières, à Bézenet (Allier).
- Bayard** (P.), ingénieur aux forges de Pompey, près Frouard (Meurthe-et-Moselle).
- Bayle** (C.), administrateur directeur des mines du Montcel-Sorbiers, à Saint-Etienne.
- Bayle** (PAUL), ingénieur directeur de la C^e des mines de Boson, par Fréjus (Var).
- Bayon FILS**, ingénieur civil, à Rive-de-Gier (Loire).
- Beau**, ingénieur aux mines de la Grand'Combe, à Champclauson, par la Grand'Combe (Gard).
- Beau**.
- Beck**, ingénieur des hauts-fourneaux et aciéries de Saint-Nazaire (Loire-Inférieure).
- Becker**, ingénieur inspecteur des approvisionnements de la C^e du Gaz, rue Pigalle, 59, à Paris.
- Bélanger** (CHARLES), directeur des mines de Saint-Symphorien-de-Lay, à Lay (Loire).
- De Belleperche**, ingénieur civil à Valenciennes (Nord).
- Belval** (E.), ingénieur civil des mines, 7, rue Jeu-de-Pomme, à Montpellier (Hérault).
- Bender**, ingénieur aux usines Krupp, à Essen (Prusse rhénane).
- Benoit** (FLEURY), ingénieur directeur de la Compagnie houillère des Grandes-Flaches, à Rive-de-Gier (Loire).
- Benoit** (MARCELLIN), ingénieur chef d'exploitation des houillères d'Ahun (Creuse).
- Benoist** (P.), ingénieur des mines de fer de Somorrostro, 11, calle de la Estufa, à Bilbao (Espagne).
- Bergerat** (ARMAND), ingénieur aux mines de Lens, à Lens (Pas-de-Calais).
- Bernard**, ingénieur civil, 3, rue Saint-Honoré, à Saint-Etienne.
- Bernier**, ingénieur des usines de Huta-Bankowa, à Dombrowa (Pologne Russe), via Breslau.
- Bertaux** (LÉONCE), directeur des mines de Godbrange, à Hussigny (Meurthe-et-Moselle).
- Berthiault**, directeur des forges et fonderies de Montataire, près Creil (Oise).
- Bessard**, ingénieur des mines de Cessous et Tréblau, par Chamborigaud (Gard).
- Besset**, ingénieur-directeur des mines de Montrelais et Mouzeil, à Ingrande

Blétrie, gérant de la Société Blétrie et C^e, à la Chaléassière, Saint-Etienne.

Bignon (PAUL), ingénieur civil, 13, cours du Midi, à Lyon.

Biguet, ingénieur aux mines de la Grand'Combe (Gard).

Binachon (J.), ingénieur à l'usine de Pont-Salomon (Haute-Loire).

Biver (P.-E.), administrateur-directeur de la Société anonyme des charbonnages des Bouches-du-Rhône, rue de la Darse, 10, à Marseille.

Blanchart (CAMILLE), ingénieur honoraire des mines, rue Vautier, 6, à Bruxelles (Belgique).

Blanchet, ingénieur-directeur de la Société des houillères d'Epinaç (Saône-et-Loire).

Blanchet (GEORGES), ingénieur, agent principal aux mines d'Epinaç (Saône-et-Loire).

Blazy, ingénieur aux houillères de Decazeville (Aveyron).

Bloch (L.), ingénieur civil, à Mostaganem (Algérie).

Boeckling (RODOLPHE), propriétaire de la Fonderie de Brebach, près Sarrebruck (Prusse rhénane).

Boignes, Rambourg, gérants de la Compagnie des houillères de Commentry et des forges et fonderies de Fourchambault, Montluçon et Imphy (usine de Montluçon) (Allier).

Boisseau (ERNEST), conducteur des travaux du fond aux mines d'Anzin, à Anzin (Nord).

De Boisset, ingénieur, ex-directeur de la Compagnie des mines de l'Escarpelle, à Douai (Nord).

De Boisset-Glassac (ALFRED), ingénieur aux mines de l'Escarpelle, à Douai (Nord).

Boissière (ALBERT), ingénieur de la C^e parisienne du Gaz, 201, faubourg Saint-Denis, à Paris.

De Boissieu.

De Boissoudy.

Boitelle (ALEXIS).

Boistel (G.), ingénieur civil, 8, rue Picot (avenue du Bois de Boulogne), à Paris.

Boivin, ingénieur aux aciéries de Huta-Bankowa, à Dombrowa (Pologne russe), via Breslau.

Bollaert, agent général de la Compagnie des mines de Lens, à Lens (Pas-de-Calais).

Boniver (J.) ingénieur belge à Laar près Ruhrort (Prusse rhénane).

Boucard, directeur de l'usine d'Assailly, près Rive-de-Gier (Loire).

Boudinhon, ingénieur, à Saint-Chamond (Loire).

Bouillot (CH.).

Boulangier, ingénieur civil des mines, cours du Midi, 29, Lyon.

Bouquerot, agent général des charbonnages de Pont-de-Loup, Châtellaneu (Belgique).

Bourbon (CONSTANT), ingénieur civil des mines, 62, rue de Dunkerque (Paris).

Bourdet (FERNAND), directeur des aciéries de Poissy et Grenelle, 52, rue de Rome, Paris.

Bouriez (JEAN-BAPTISTE), au Château-de-Marchiennes, à Marchiennes-au-Pont (Belgique).

Bousquinaud, ingénieur aux hauts-fourneaux du Pouzin (Ardèche).

Boutan (E.), ingénieur au Corps des mines, 17, rue Joubert, Paris.

Boutonnet (HENRI-GILBERT), sous-ingénieur de la houillère de Montvicq, à Montvicq, près Bézenet (Allier).

Boutry, ingénieur à l'usine Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).

Bouvier (HENRI), sous-directeur aux mines d'anthracite de La Mure, à La Motte-d'Aveillant (Isère).

De Bracquemont, ingénieur civil, à Meurival, par Beaurieux (Aisne).

Bravard (HENRI), ingénieur-directeur des houillères d'Auzits, à Cransac (Aveyron).

Breschard (LUCIEN), ingénieur de la Compagnie Charbonnière Douaisienne (mines d'Ostricourt), à Oignies (Pas-de-Calais).

Bresson (LOUIS), ingénieur de la houillère du Creusot (Saône-et-Loire).

Bresson (ALPHONSE), maître de forges à Foix (Ariège).

Breton (LUDOVIC), ingénieur de la C^e du chemin de fer sous-marin entre la France et l'Angleterre, 130, rue Saint-Michel (Pas-de-Calais).

Briart (ALP.), ingénieur en chef des charbonnages de Mariemont et de Bascoup, à Morlanwetz (Belgique).

Brice, ingénieur aux mines de Nœux (Pas-de-Calais).

Brichaux (PÉPIN-JOSEPH), chef de fabrication aux forges de Saint-Nazaire, à Montoir-de-Bretagne (Loire-Inférieure).

Bris (PAUL), ingénieur-chimiste, professeur de physique et de chimie à l'Ecole des Arts et Métiers de Chalons-sur-Marne (Marne).

Brock (FRÉDÉRIC), directeur-gérant de la mine de plomb et zinc argentifères de Pontpéan, près Rennes (Ille-et-Vilaine).

Brossard, ingénieur civil, à Pouilly-sous-Charlieu (Loire).

Brouillard (HENRI), vérificateur au bureau central de la C^e des mines d'Anzin (Nord).

Broyet, constructeur-chaudronnier, à Saint-Etienne.

- Brastlein (A.)**, ingénieur des usines Jacob Holtzer et C^e, à Unieux, près Firminy (Loire).
- Bucillat (Ch.)**, ingénieur aux mines de Karwin, Silésie autrichienne (Autriche).
- Buisson**, ingénieur divisionnaire de la Société des houillères de Saint-Etienne, à Méons.
- Buisson (CLAUDE)**, ingénieur divisionnaire aux mines de la Béraudière, près Saint-Etienne.
- Bunning (THEO-WOOD)**, secrétaire du « Royal Institute of Mining and Mechanical Engineers of England » à Newcastle-upon-Tyne (Angleterre).
- Burdin**, ingénieur à Taninges (Haute-Savoie).
- Busquet**, ingénieur directeur des mines de Decize (Schneider et C^e), à la Machine (Nièvre).
- Cabany (A.)**, ingénieur constructeur, rue Léopold, 69, à Malines (Belgique).
- Cacarrié (J.)**, inspecteur général des mines, 19, rue de Berlin, Paris.
- Cadel**, directeur de l'usine à gaz, Saint-Etienne.
- Caillot**, chef de bureau, à Commentry (Allier).
- Cajo Ausano**, ingénieur au bureau central des chemins de fer méridionaux, cours Garibaldi, à Naples (Italie).
- Calas (JULES)**, ingénieur civil, rue Fénélon, 9, à Nîmes (Gard).
- Caldaya (Ch.)**, ingénieur, 1, boulevard Saint-Michel, à Paris.
- Cambessédès**, garde-mines à Valenciennes (Nord).
- Canelle (J.)**, ingénieur-conseil, 17, route d'Anzin, à Valenciennes (Nord).
- Carnat**, ingénieur aux mines de Bruay (Pas-de-Calais).
- Carnot**, professeur de docimasia à l'Ecole des mines de Paris.
- Carrière**, ingénieur des arts et manufactures, attaché à la Compagnie du chemin de fer du Midi, place de l'Abbaye, 36, à Alais (Gard).
- Carvès**, gérant de la Société de carbonisation de la Loire, place Mi-Carême, 4, à Saint-Etienne.
- Castan de la Roque**, ingénieur des mines et usines Berger, à Bollène (Vaucluse).
- Castanier (G.)**, ingénieur, sous-directeur des mines de Malfadano, à Iglesias (Sardaigne).
- Castanlé (ERNEST)**, directeur des mines de Soumah et la Tafna, à Oran (Algérie).
- Castel**, ingénieur en chef des mines, 107, rue de la Mulatière, à Saint-Etienne.
- De Catelin**, ingénieur aux houillères de Decize, à la Machine (Nièvre).
- Caulry**.
- Cattier (SYLVA)**, ingénieur-directeur des mines de Vendin, à Annezin-Béthune (Pas-de-Calais).
- De Cerner**, sous-directeur des mines de Mokta-el-Hadid, près Bône (Algérie).
- Cervello (ANTONINO)**, ingegnere, via Torremuzza, 36, à Palerme (Sicile).

- Chaballier (J.)**, ancien ingénieur des mines de Blanzy et de Prades, fabricant de produits chimiques, à Mont-de-Marsan (Landes).
- Chabaud**, ingénieur directeur des houillères de Saint-Geniès, à Saint-Gervais (Hérault).
- Chaddefaud**, ingénieur - directeur des hauts-fourneaux et forges de Denain, à Denain (Nord).
- Chagot et C^e**, administrateurs des mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Chailus (Albert)**, ingénieur aux mines d'Anthracite de Calizzano et Osligia, à Finalmarina (Ligurie), Italie.
- Chaine**, sous-gérant des Forges de Pont-Evêque, à Vienne (Isère).
- Chalmeton**, administrateur-directeur de la Compagnie houillère de Beasès, rue Jeanne-d'Arc, 17, à Nîmes (Gard).
- Chalmeton (PAUL)**, chef de fabrication aux forges d'Aubin, à Aubin (Aveyron).
- Chambon (L.)**, ingénieur civil, 8, rue de la Bourse, à Saint-Etienne.
- Chambre de Commerce** de Saint-Etienne.
- De Champeaux la Boulaye**, ingénieur civil (spath-fluor et huile minérale), à Autun (Saône-et-Loire).
- Champigny**, ingénieur aux mines d'Aubin (Aveyron).
- Chamussy (LÉON)**, ingénieur-directeur-gérant de la Société des mines de manganèse de Saône-et-Loire, Rhône et Allier, à Romanèche (Saône-et-Loire).
- Chanott.**
- Chansselle (JULES)**, ingénieur principal de la Société des houillères de Saint-Etienne, à Méons, près Saint-Etienne.
- Chapoteau**, à Sermoize, près Nevers (Nièvre).
- Charlon (E.)**, ingénieur-directeur des usines et carrières de Diano-Marina (Italie).
- Charmot**, chef d'atelier, à Bézenet (Allier).
- Charoussat**, ingénieur aux mines de la Péronnière, à Grand-Croix (Loire).
- Charrière et C^e**, hauts-fourneaux et forges d'Allevard (Isère).
- Chartier (ALAIN)**, propriétaire de verreries à Douai (Nord).
- Chastelain (A.)**, directeur des fonçages à niveau plein (système Kind-Chaudron) rue du Berceau, 15, à Bruxelles (Belgique).
- Charvet (HENRY)**, ingénieur civil, place Marengo, 5, à Saint-Etienne.
- Chaudron**, ingénieur au Corps Royal des mines de Belgique, rue Joseph

Chodsko.

Cholat, administrateur délégué des Fonderies, Forges et Aciéries de St-Etienne, rue Saint-Louis, 19, à Saint-Etienne.

Chollet, engagé conditionnel au 38^e de ligne, à Lyon.

Chosson (PROSPER), ingénieur civil, 48, rue Laffite, à Paris.

Choubley, ingénieur aux aciéries de Firminy (Loire).

Chomienne, garde-mines, 17, cours du Midi, à Lyon.

De Clancourt, ingénieur en chef des mines, aux usines de Quiros, par Oviedo y Proaza, Asturies (Espagne).

Clair, constructeur mécanicien, rue de Lyon, à Saint-Etienne.

Clamens, ingénieur constructeur au Chambon (Loire).

Clandinon et C^e, maîtres de forges au Chambon (Loire).

Clercq (de), ingénieur en chef des mines (en retraite), rue Delsaulx, 22, à Valenciennes (Nord).

Clerc (GUSTAVE), garde-mines, 31, rue de Bellechasse, à Paris.

Clermont, ingénieur des mines de la Combelle, par Jumeaux (Puy-de-Dôme).

De Clervau (PAUL), à Firminy (Loire).

Closson, ingénieur des mines.

Cluzel (JAMES), directeur des mines d'Allevard (Schneider et C^e) (Isère).

Coignet (F.), ingénieur, rue Saint-Joseph, 55, à Lyon.

Coingt, directeur des usines d'Ancy-le-Franc et Maisonneuve, à Ancy-le-Franc (Yonne).

Coince, ingénieur-directeur de la Régie d'Aubin (Compagnie d'Orléans), à Aubin (Aveyron).

Collin, régisseur de l'Ardoisière Saint-Lambert et Belle-Rose, à Fumay (Ardennes).

Collin (CHARLES), ingénieur des mines de l'Eisenwerke-Lothringen, à Ars-sur-Moselle (Lorraine).

Collet (CHARLES), ingénieur civil, ancien élève de l'Ecole polytechnique, rue d'Astorg, 4 bis, à Paris.

Collignon (FÉLIX), directeur de l'usine à zinc d'Auby, pour la Compagnie royale asturienne des mines, à Auby (Nord).

Colrat, ingénieur-directeur des mines et hauts-fourneaux de Firmy, près Decazeville (Aveyron).

Combeau, ingénieur des mines de Marsanges, à Langeac (Haute-Loire).

Combefort (F.).

Combelles (A.), ingénieur, 214, boulevard Péreire, à Paris.

Comité des houillères du Nord et du Pas-de-Calais (M. Maillard, secrétaire, rue Saint-Jean, 13, à Douai (Nord)).

Comité des houillères de St-Etienne (M. Vier, rue du Palais-de-Justice, 10)

Compagnie des mines de Carmaux (Tarn).

Considère (ARMAND), ingénieur au corps des ponts-et-chaussées, directeur des mines de fer de l'Anjou et des Forges de Saint-Nazaire, à Saint-Nazaire (Loire-Inférieure).

Conte Grandchamps (P.), ingénieur en chef des ponts-et-chaussées, rue Saint-Louis, 41, à Saint-Etienne.

Corday (ZACHARIE).

Cordier (E.), ingénieur-chimiste de la manufacture de glaces de Montluçon (Allier).

Cornet (F.-L.), ingénieur-directeur des travaux des charbonnages du Levant du Flénu, à Cucsmes, près Mons (Belgique).

Cornevin (MARCEL), ingénieur des ateliers de construction à la Ville-Gazet, dépendances des usines de St-Jacques, à Montluçon (Allier).

Coraualt (EMILE), ingénieur civil, secrétaire de la Compagnie anonyme de l'éclairage au gaz et des Hauts-fourneaux et Fonderies de Marseille et des mines de Portes et Sénéchas, rue Louis-le-Grand, 6, à Paris.

Coste (ARMAND), administrateur délégué de la Société civile des mines d'argent (Haute-Garonne), 46, rue de Provence, Paris.

Costeau (RAOUL), ancien élève des Ecoles polytechnique et des Mines, ingénieur civil des mines, 57, rue de Passy, à Paris.

Cosset-Dubrulle, fabricant de lampes de sûreté, Grande Place, 20, à Lille (Nord).

Couchoud (ANTONIN), ingénieur à la houillère de Comberigole, à Grand'-Croix (Loire).

Coudere (HENRI), ingénieur à Sumène (Gard).

Couffignal, chef de bureau des études chez MM. Biétrix et C^e, à la Châle-assière, Saint-Etienne (Loire).

Courroux (J.), ingénieur, 56, rue Gay-Lussac, à Paris.

Courtin (A.), ingénieur-directeur des mines de Montvicq, près Bézenet (Allier).

Courtin (CH.).

Courtin (HENRI), ingénieur aux mines de Saint-Chamond (Loire).

Couture (JULES), directeur des Gaz et Hauts-fourneaux de Marseille, rue de la Darse, 9.

Crédit lyonnais (service des études financières), 19, boulevard des Italiens, à Paris.

Criner (G.), ingénieur civil, 86, rue de la Victoire, à Paris.

Crozet (J.-C.), ingénieur constructeur au Chambon (Loire).

Crozet (EMILE), ingénieur au Chambon (Loire).

Cunat (CH.), directeur des forges et aciéries de Bonpertuis, près Voiron (Isère).

De Courtes de Castelnaud, ingénieur des mines à Alois (Gard).

- Daglich (JOHN)**, ingénieur des mines de Marsden. — South-Shields (Angleterre).
- Daléas (P.)**, ingénieur-directeur des mines d'Aurouze, par Paulhaguet (Haute-Loire).
- Dalvernay (GUSTAVE)**, sous-directeur des travaux aux mines de Vicoigne (Nord).
- Danel (LÉONARD)**, vice-président du Conseil d'administration des mines de Lens, à Lille (Nord).
- Danton**, ingénieur, fondateur des mines de fer de l'Anjou, 11, avenue de l'Observatoire, à Paris.
- Daubrée**, membre de l'Institut, inspecteur général des mines, directeur de l'Ecole nationale des mines, boulevard Saint-Michel, 62, à Paris.
- Daubrene**, directeur des mines de Carvin, à Carvin, par Lens (Pas-de-Calais).
- Dautheville**, ingénieur aux mines de Champagnac, par Saignes (Cantal).
- Davy**, ingénieur-directeur des mines de fer de Segré, à Segré (Maine-et-Loire).
- Dayras (EDMOND)**.
- Deberghes (GUSTAVE)**, ingénieur aux charbonnages de Mariemont, à Morlanwetz (Belgique).
- Debicki (M.)**, ingénieur principal des mines de Dombrowa, ligne de Varsovie (Pologne russe).
- Décitre**, directeur des mines de Saint-Hilaire, bassin de Buxières-la-Grue (Allier).
- Déflassieux (B.)**, ingénieur directeur des ateliers Déflassieux frères, à Rive-de-Gier (Loire).
- Defrance**, directeur des usines et forges de Dillingen, à Dillingen-sur-Saar, par Saarbrücken (Prusse).
- Dehaynin**, négociant en charbons, 248, rue du Faubourg-Saint-Martin, à Paris.
- Delafond**, ingénieur au Corps des mines, à Châlons-sur-Saône (Saône-et-Loire).
- Delaval (V.)**, ingénieur civil, quai de l'Archevêché, 16, Lyon.
- Delaval (Louis)**, ingénieur-directeur des mines d'Aniche, division de Douai, à Sin, près Douai (Nord).
- Delay**, ingénieur aux forges de l'Horme, près Saint-Chamond (Loire).
- Delcommune (HENRI)**, ingénieur en chef aux mines de Marles, à Auchel (Pas-de-Calais).
- Delinière (ELIE)**, ingénieur associé de la Société Mignon, Rouart et Delinière, constructeur à Montluçon (Allier).
- Demars**, sous-ingénieur aux mines de Ferfay (Pas-de-Calais).
- Demars**, maître de forges à Ferfay (Pas-de-Calais).

- Denier**, ingénieur à Brioude (Haute-Loire).
- Denis** (Louis), directeur des travaux du fond (Compagnie d'Anzin), à St-Vaast-la-Haut (Nord).
- Dépin**, constructeur-mécanicien, à Montluçon (Allier).
- Dépres**, ingénieur aux mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Dequantès**, directeur-gérant du charbonnage de Haine-Saint-Pierre, à Haine-Saint-Pierre (Belgique).
- Dernoncourt** (Émile), ingénieur aux mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Dernoncourt** (Jules), vérificateur aux mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Desailly** (L.), ingénieur aux mines de Liévin (Pas-de-Calais).
- Desarces** (Paul), ingénieur attaché à la direction, et secrétaire du Conseil d'administration des mines de Sarre-et-Moselle. — Études et plans d'installations et matériel d'exploitation des mines, 10, passage Nollet, à Paris.
- Desbans** (Joseph), ingénieur de la C^e française des mines d'or de l'Uruguay, à Santa-Ernestina, près Montevideo (Amérique).
- Desbief** directeur des mines de Montaud, à Saint-Etienne.
- Desbuissons** (Ad.), directeur-gérant des ardoisières de Charnois et de Flore Emprise, à Haybes (Ardennes).
- Desfontaines** (Marius), ingénieur des Arts et Manufactures, à la 9^{me} Ecuse, commune d'Ecuise (Saône-et-Loire).
- Deshayes** (Victor), ingénieur aux forges de Terrenoire (Loire).
- Deshors** (L.), ingénieur aux mines de Couplevoic-Fourmies (Nord).
- Deshouillères**, ingénieur aux mines de la Chapelle-Saint-Ursin, près Bourges (Cher).
- Déville** (J.-B.), ingénieur aux houillères d'Ahun, à Lavaveix-les-Mines (Creuse).
- Desjoyeaux** (M.), ingénieur divisionnaire des houillères de Saint-Etienne.
- Desjozeux**, ingénieur à l'usine d'Assailly, près Rive-de-Gier (Loire).
- Desnoyers** (A.), ingénieur civil, 36, rue Geoffroy-St-Hilaire, à Paris.
- Desrozières**, ingénieur-directeur des mines de Ferques, à Elinghen (Pas-de-Calais).
- Desvignes**, ingénieur de la mine du Cros, au Cros, près Saint-Etienne.
- Deumié** (G.), ingénieur à Tréziers, par Chalabre (Aude).
- Deverne**, ingénieur aux mines de Nœux, à Nœux-les-Mines (Pas-de-Calais).
- Devillaine**, directeur de la Société anonyme des houillères de Mont-rambert et la Béraudière, à Saint-Etienne.
- Devillard**, ingénieur aux mines de la Béraudière, près Saint-Etienne.
- Devun jeune**, ingénieur des mines de la Loire, à Villars (Loire).
- Devun** (Claudius), ingénieur aux mines de Campagnac, à Cransac (Aveyron).
- De Dietrich** (A.), maître de forges à Niederbronn (Alsace).
- Dignaron** (Jacobé), ingénieur-directeur des mines de Changoa (Navarre) et d'Ainhwa (Basses-Pyrénées), à Saint-Jean-Pied-de-Port (Basses-Pyrénées).
- Dinoire** (C.), ingénieur aux mines de Lens, à Liévin (Pas-de-Calais).

- Directeur** de la Fonderie de canons de Bourges (Cher).
- Directeur** de la houillère de Montchanin (Saône-et-Loire).
- Directeur** des mines d'Allevard (Isère).
- Directeur** des mines de Decize, à la Machine (Nièvre).
- Directeur** de la C^e des houillères de Saint-Chamond, à Saint-Chamond (Loire).
- Directeur** des mines de la C^e de l'Horme, à Privas (Ardèche).
- Directeur** de la Compagnie des mines de la Calle, rue Breteuil, 31, à Marseille.
- Directeur** de la Société générale pour la fabrication de la dynamite, 17, rue d'Aumale, à Paris.
- Directeur** des mines et usines de Quiros, à Fabrica de Hierro Trubia, par Oviedo (Espagne).
- Directeur** de la Société civile des mines de Ronchamp, à Ronchamp (Haute-Saône).
- Direction** de la Compagnie des forges d'Audincourt et dépendances, à Audincourt (Doubs).
- Direction** des Forges, à Aubin (Aveyron).
- Direction** des houillères de Stiring, à Petite-Rosselle, près Forbach (Lorraine).
- Doise** (SOSTHÈNE), ingénieur aux mines de Douchy, à Louches (Nord).
- Domage**, ingénieur-directeur des mines de Brassac, à Brassac (Puy-de-Dôme).
- Dembre** (LOUIS), directeur-gérant de la C^e des mines de Douchy, à Louches (Nord).
- Domergue** (A.), ingénieur aux mines de St-Georges, Aiguebelle (Savoie).
- Dorion**, ingénieur directeur des houillères de Bouquiès, à Decazeville (Aveyron).
- Dorlhac**, ingénieur directeur des mines de Montigné, à l'Huissierie, près Laval (Mayenne).
- Doron**.
- Dougados**, ingénieur du Corps des mines, à Rive-de-Gier (Loire).
- Douvreleur**, propriétaire à Veauches (Loire).
- Dréville** (ALEXANDRE), directeur des travaux du fond aux mines d'Anzin, à Vieux-Condé (Nord).
- Drillon**, ingénieur des mines de Sain-Bel, par l'Arbresle (Rhône).
- Drion** (ADRIEN), ingénieur à la Société anonyme des verreries d'Aniche, à Aniche (Nord).

- Duchet** (ALEXANDRE), maître de verreries, à Montluçon (Allier).
- Duhaut**, ingénieur aux Forges et Aciéries de la Marine et des Chemins de fer, à Saint-Chamond (Loire).
- Dujardin-Beaumetz**, ingénieur civil, 13, rue de Londres, à Paris.
- Dumanet** (CH.), ingénieur, à Havre (Belgique).
- Dunarcet**, ingénieur à Avallon (Yonne).
- Dumas** (CAMILLE), ingénieur civil, Les Mages, par Saint-Ambroix (Gard).
- Dumolard** (VICTOR), directeur des mines de Notre-Dame-de-Vaulx (Isère), chez MM. Dumollard et Viallet, fabricants de ciment, à Grenoble (Isère).
- Dumont**, ingénieur des mines de Bully-Grenay, à Vermelles, par Béthune (Pas-de-Calais).
- Dumont** (EMILE), conducteur des travaux du fond aux mines d'Anzin, à Hérin (Nord).
- Dumont** (J.), directeur en chef des travaux du fond des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Dumont** (OSCAR), vérificateur au bureau central de la C^e des mines d'Anzin (Nord).
- Duny** (GUSTAVE), directeur-gérant des mines de Saint-Paulet, à Pont-Saint-Esprit (Gard).
- Duporcq**, ingénieur des mines, à Arras (Pas-de-Calais).
- Dupont et Fould**, maîtres de forges à Pompey, près et par Frouard (Meurthe-et-Moselle).
- Dupont** (ALFRED), président du Conseil d'administration de la Compagnie de Courrières, à Douai (Nord).
- Dupont** (ETIENNE), inspecteur général des mines, inspecteur de l'Ecole des mines, à l'Ecole des mines, 62, boulevard Saint-Michel, à Paris.
- Dupuis** (EDMOND), ingénieur de la Compagnie de Châtillon et Commen-try, rue Clary, 4, à Paris.
- Durand**, ingénieur des mines de Doyet (Allier).
- Durand** (JOSEPH), ingénieur des mines de Communay, par Saint-Symphorien-d'Ozon (Isère).
- Durand** (O.), directeur des mines de Montchanin (Saône-et-Loire).
- Duraut** (HENRI), directeur-gérant des charbonnages de Crachet-Picquery, à Frameries (Belgique).
- Durassier** (LÉON), inspecteur de la division des combustibles de la C^e des chemins de fer de Paris à Lyon et à la Méditerranée, 24, avenue de Wagram, à Paris.
- Duthu**, ingénieur en chef des hauts-fourneaux et mines de Ria, par Prades (Pyrénées-Orientales).
- Dutrelx** (ANDRÉ), ingénieur civil, constructeur à Tonnerre (Yonne).
- Dutrelx** (JEAN), ingénieur à Jussey (Haute-Saône).

Eloy (CH.), ingénieur de la Société des mines de plomb et zinc argentifères de Pontpéan, près Rennes (Ille-et-Vilaine).

Escale, directeur des usines de Tamaris, près Alais (Gard).

Espinasse, directeur des aciéries du Saut-du-Tarn, près Albi (Tarn).

Estival, chef de section au canal du Berry, 1, rue Bourdaloue, à Bourges (Cher).

Etienne, garde-mines principal, 32, rue des Quatre-Eglises, à Nancy (Meurthe-et-Moselle).

Euverte (J.), directeur des usines de Terrenoire (Loire).

Evrard (MAXIMILIEN), ingénieur civil, poste restante, à Saint-Etienne.

Evrard (ALFRED), directeur des forges et aciéries de Firminy, à Firminy (Loire).

Expilly, ingénieur civil des mines, inspecteur de la division des combustibles aux chemins de fer de Paris à Lyon et à la Méditerranée, gare de Lyon, à Paris.

Eynac, ingénieur-divisionnaire aux mines de la Malafolie, près Firminy (Loire).

Fabre (Le Docteur), médecin des houillères de Commentry, à Commentry (Allier).

Fabre (LOUIS), directeur des mines de Masso, par Sestri-Levante (Italie).

Fabry (ANTOINE), ingénieur, Lung Arno Torrigiani, 29, à Florence (Italie).

Fages (AUGUSTE), directeur des mines de manganèse de Gambatesa et Cassagna, à Lavagna, province de Gènes (Italie).

Fagès, agent général du charbonnage de Bernissart, près Condé (Belgique).

Faugière, garde mines principal, à Montluçon (Allier).

Faure (JOSEPH), ingénieur-directeur de la Société Mosvus et consorts, à Sétif, province de Constantine (Algérie).

Faye (ANDRÉ).

Fayn (JOSEPH), ingénieur des mines, consul des Pays-Bas, à Liège (Belgique).

Fayol, ingénieur en chef des mines de Commentry (Allier).

Fayol (PAUL), ingénieur aux mines de Carmaux (Tarn).

Fayollet, directeur de mines, 25, rue de Toul, à Nancy (Meurthe-et-Moselle).

Feer (PAUL), ingénieur en chef de la Compagnie générale pour l'éclairage et le chauffage par le gaz, rue de Pascale, 35, à Bruxelles (Belgique).

Fontelle (François), ingénieur directeur des houillères de Reyran, par Fréjus (Var).

De la Forest Divonne, ingénieur aux mines de Tréllys, près Bessèges (Gard).

Fouert (N.), ingénieur civil, 33, rue de Rivoli, à Paris.

Foujols, ingénieur-directeur des houillères de Saint-Laurs, par Coulonges-sur-l'Autize (Deux-Sèvres).

Fourer.

François (A.), ingénieur aux mines de Ronchamp (Haute-Saône).

François (Joseph), ingénieur constructeur, à Seraing (Belgique).

Le François, ingénieur civil, 8, place Vintimille, à Paris.

Fumat, ingénieur principal des mines de la Grand'Combe (Gard).

Gaillard (E.), ingénieur aux mines de Bézenet (Allier).

Gal, ingénieur à la mine de plomb de Berlanga (C^e houillère et métallurgique de Belmez), à Berlanga, province de Badajoz (Espagne).

Galloway (William), mining engineer, in Cardiff, South Wales (Grande-Bretagne).

Gambaro (A.), chef du service des combustibles à la C^e des chemins de fer de l'Est, à Paris (Gare de l'Est).

Garand (Alexandre), ingénieur aux mines de la Malafolie, près Firminy (Loire).

Garconot (Auguste), ingénieur des arts et métiers, inspecteur des machines du fond des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).

Garcin (P.), ingénieur à Commillas, par Torre-la-Vega, province de Santander (Espagne).

Garreau (F.), professeur à l'Ecole des Maîtres mineurs d'Alais (Gard).

Gargan (le baron de), maître de forges à Hayange (Moselle).

Garnier (Jules), ingénieur, 6, place Delaborde, à Paris.

Garnier (Hippolyte), ingénieur directeur des mines et usines de Vialas, par Génolhac (Lozère).

Garnier (L.), ingénieur aux usines de Tamaris (Gard).

Gary, ingénieur à Lagrasse (Aude).

Gasc, ingénieur civil, à Combes, près Decazeville (Aveyron).

Gascheau, banquier à Rodez (Aveyron).

Gastineau.

Gautier (Ferdinand), secrétaire du Comité des Forges, 56, rue de Provence, à Paris.

Gaujot (Ernest), surintendant des mines du Gouvernement japonais, à

Giband, ingénieur de la voirie, rue de la Loire, 22, à Saint-Etienne.

Giband (LÉON).

Gibon, ingénieur-directeur des forges de Commentry, à Commentry (Allier).

Gilbert, ingénieur au corps des mines de Prusse, à Metz (Lorraine).

Gillet-Paris (PAUL), ingénieur-directeur des fonderies et manufactures de cuivre et de bronze de Thevenin frères, 3, rue Dunoir, à Lyon.

Giquel (PROSPER), directeur de la Mission chinoise en Europe, 72, rue du Faubourg-Saint-Honoré, à Paris.

Girard, ingénieur directeur des mines de Rive-de-Gier (Loire).

Girard (P.).

Girard (PHILIPPE), chef de la comptabilité aux houillères de Saint-Etienne, rue des Jardins, 13.

Gislain.

Gislain (H.), directeur démissionnaire de la Compagnie anonyme des houillères et chemin de fer d'Epinac, boulevard de la Chapelle, 11, à Paris.

Gladysz, ingénieur-chimiste à l'usine de Salyndres (Gard).

Glépin, ingénieur civil à Alais (Gard).

Glépin (HENRI), professeur d'exploitation à l'Ecole d'industrie et des mines du Hainaut, 3, avenue d'Havré, à Mons (Belgique).

Glorieux, ingénieur à Alais (Gard).

Godéfin, ingénieur, rue du Chambon, 1, à Saint-Etienne.

Gonthier, ingénieur des mines, professeur à l'Ecole des mineurs, à Saint-Etienne.

Gouls, ingénieur civil des mines, à Cagliari (Sardaigne).

De Goumoëns, ingénieur-directeur des mines de Ronchamp, à Ronchamp (Haute-Saône).

Gounot, ingénieur, via Lincoln, à Palerme (Sicile).

Gouvy, fabricant d'aciers, à Dieulouard (Meurthe-et-Moselle).

Graeff (L.), directeur général de la société Hibernia et Shamrock, à Herne (Westphalie), Allemagne.

Graflin, ingénieur directeur des mines de la Grand'Combe (Gard).

Gratillot (LÉONARD), ingénieur du matériel des mines de Blanzay, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).

Grand (E.), ingénieur aux mines de Carmaux (Tarn).

Grand, ingénieur des mines

- Griot**, ingénieur divisionnaire des mines de Montrambert, près Saint-Etienne.
- Grobet**, ancien élève de l'Ecole polytechnique, ingénieur aux usines d'Assailly, à Grand-Croix (Loire).
- Gromier**, ingénieur aux mines de Montchanin (Saône-et-Loire).
- Grosjean** (F.), ingénieur civil, secrétaire du Conseil d'administration des mines de Montrambert et la Béraudière, et chef du service des titres des mines de la Loire, 4, quai de l'Hôpital, à Lyon.
- Groslier**, ingénieur à Bézenet (Allier).
- Gruner** (LOUIS), inspecteur général des mines, rue d'Assas, 90, à Paris.
- Gruner** (EDOUARD), directeur de l'usine de Saint-Montant, à Beaucaire (Gard).
- Gruner** (EMMANUEL), ingénieur civil, à Bossey, arrondissement de Saint-Julien (Haute-Savoie).
- Gudin du Pavillon**, ingénieur aux mines de Portes (Gard).
- Guary** (HENRY), secrétaire général de la C^e des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Guénivet**.
- Guérin**, directeur de la faïencerie de Lunéville (Meurthe-et-Moselle).
- Guibal**, professeur d'exploitation à l'Ecole des mines de Mons (Belgique).
- Guidet** (H.).
- Guillemin-Tarayre** (E.), ingénieur, 15, rue Guttemberg, parc des Princes, à Boulogne-sur-Seine (Seine).
- Guilhaumat** (JULES), ingénieur directeur des mines de Saint-Eloy (Puy-de-Dôme).
- Guilhaumat** (ALBERT), ingénieur civil, à Vias (Hérault).
- Guinard**, ingénieur de la C^e du Grand-Filon, à Romanèche (Saône-et-Loire).
- Guy**, ingénieur aux mines de Routhenko, gouvernement d'Ekaterinoslaw, district de Bakhmont, station postale de Josofka (Russie).
- Guyon** (A.), ingénieur divisionnaire aux mines de l'Escarpelle, près Douai (Nord).
- Halbrech**, ingénieur-mécanicien, à Mons (Belgique).
- Haldy, Rochling et C^e**, maîtres de forges à Pont-à-Mousson (Meurthe-et-Moselle).
- Hallepeau** (CHARLES), ingénieur de la Compagnie P.-L.-M. et répétiteur à l'Ecole centrale, rue de Lyon, 3, à Paris.
- Hanrez**, directeur de l'usine de MM. Solvay et C^e, à Varangéville (Meurthe-et-Moselle).
- Hansel**, ingénieur de mines de zinc et de plomb, à Laruns (Basses-Pyrénées).
- Hardy**, ingénieur aux forges d'Anzin, à Anzin (Nord).

Matsfeld, ingénieur civil des mines, 24, place Carrière, à Nancy (Meurthe-et-Moselle).

Medde, directeur de l'usine à gaz d'Angoulême (Charente).

Mélliot (JULES), directeur des mines de fer de Saint-Georges (usines du Creusot), à Aiguebelle (Savoie).

Mély d'Oissel, administrateur de la société de Saint-Gobain, Chagny et Cirey, 70, rue de Chaillot, à Paris.

Hennecart (CHARLES), ingénieur directeur de la manufacture de glaces, à Montluçon (Allier).

Henry (A.), ingénieur-adjoint à l'ingénieur en chef du matériel et de la traction des Chemins de fer P.-L.-M., 18, rue des Vosges, à Paris.

Héral.

Herbet, ingénieur, 36, rue Lafayette, à Paris.

Hessel (Paul), ingénieur, 7, rue Saint-Denis, à Paris.

Heurteau (EMILE), ingénieur au corps des mines, 1, rue Taranne, à Paris.

Housschen, gérant de la Compagnie des mines et fours à chaux de la Basse-Loire, à Montjean (Maine-et-Loire).

Housser, ingénieur-constructeur à Saint-Rambert-l'Île-Barbe (Rhône).

Hilt, ingénieur-directeur des mines de Kohlschied, près Aix-la-Chapelle (Prusse-Rhénane).

Holtzer (MAISON), maître de forges à Unieux, près Firminy (Loire).

Holtzer, ingénieur aux Houillères de Saint-Etienne.

Holtzer (A.), ingénieur des mines de la Chapelle-sous-Dun, près La Clayette (Saône-et-Loire).

Houpeurt, directeur de la Société anonyme des mines de la Loire, à Saint-Etienne.

Hugot, ingénieur aux aciéries de Firminy, à Firminy (Loire).

Humblot, ingénieur-directeur des travaux des mines de Dourges, à Hénin-Liétard (Pas-de-Calais).

Hutter (AIMÉ), ingénieur de verreries, à Rive-de-Gier (Loire).

Hutter (MARCEL), ingénieur-directeur des affaires maritimes de la Société des hauts-fourneaux et forges de Denain, 11, rue du Jeu-de-Paume, à Dunkerque (Nord).

Imbert FRÈRES, constructeurs à Saint-Julien-en-Jarrêt, près Saint-Chamond (Loire).

Imbert (LOUIS), ingénieur, constructeur-mécanicien à Rive-de-Gier (Loire).

Imbert (J.).

Imbert, ancien directeur de mines, 6, rue de Condé, à Lyon.

Imbert (ANTOINE), ingénieur aux forges de Terrenoire (Loire).

- Javal**, ingénieur, 13, rue de Téhéran, à Paris.
- Jean**, ingénieur civil, à Djidjelli, département de Constantine (Algérie).
- Jeanson**, ingénieur civil, élève de l'Ecole des mines, 69, rue de Seine, à Paris.
- Jordan** (S.), ingénieur-professeur à l'Ecole centrale des arts et manufactures, 60, rue de la Chaussée-d'Antin, à Paris.
- Joucowsky**.
- Jouguet**, ingénieur-directeur des fonderies et forges de Bessèges et Tamaris et des mines de Lalle, à Bessèges (Gard).
- Jouniaux** (EMILE), conseiller provincial à Roux (Belgique), agent général des charbonnages du nord de Charleroi (Belgique).
- Judycki** (JOSEPH), chef de section, à Cajarc (Lot).
- Julien** (J.), ingénieur en chef au Corps des mines, directeur de l'Ecole des Maîtres-Mineurs d'Alais, à Alais (Gard).
- Jutier**, ingénieur en chef des mines, à Châlons-sur-Saône (Saône-et-Loire).
- Kina**, ingénieur principal des mines de Gréasque, 12, rue de la Darse, à Marseille (Bouches-du-Rhône).
- Koch** (CHARLES), ingénieur-inspecteur de la C^{ie} H.-F., F. et A. de la marine et des chemins de fer, place Croix-de-Beaujeu, 2, à Saint-Chamond (Loire).
- Kolb-Bernard**.
- Kuhmünch** (EUGÈNE), ingénieur aux mines de La Mure (Isère).
- De Lachadenède**, ingénieur, à Alais (Gard).
- Lacretelle**, ingénieur civil des mines, au Bois-d'Oingt (Rhône).
- De Lacroix** (ERINGTON), ingénieur civil des mines, chargé par le Gouvernement français d'une mission scientifique en Malaisie.
- Lafont**, ingénieur architecte, à Narbonne (Aude), ingénieur-directeur des eaux thermales de Balaruc-les-Bains, près Cette (Hérault).
- Lafont**.
- Laforce** (MARIUS), ingénieur, fabricant de produits réfractaires, usine du Canal, à Beaucaire (Gard).
- De Lagoutte**, directeur de la Société charbonnière du Centre, à Perrecy-les-Forges (Saône-et-Loire).
- Laigneaux**, ingénieur à Petite-Rosselle, près Forbach (Lorraine).
- De Lajudie**, ingénieur des hauts-fourneaux et de l'aciérie Bessemer de Bessèges (Gard).
- Lamarche**, ingénieur des mines de MM. Dupont et Fould, à Pompey près Frouard (Meurthe-Moselle).
- Lambert** (F.), ingénieur civil à Blanz y (Saône-et-Loire).
- Lamberto-Demarchi**, ingegnere, via Firenze, 11, à Rome (Italie).
- Lamborot**, ingénieur civil, à Arras (Pas-de-Calais).
- Lamy**, ingénieur-directeur des omnibus et tramways de Lyon, 6, place de la Charité, à Lyon.
- Lan**, ingénieur en chef des mines, adjoint au Conseil d'administration de la Société anonyme des forges de Châtillon et Commentry, professeur de métallurgie à l'Ecole des mines, 3, rue du Regard, à Paris.

- Lancelot (A.)**, ingénieur civil, 44, rue St-Ambroix, à Bourges (Cher).
- Landrivot**, ingénieur aux mines de Tréllys, au Martinet, par Saint-Florent-sur-Auzonnet (Gard).
- Lanet**, constructeur-chaudronnier à Saint-Julien-en-Jarrêt, près Saint-Chamond (Loire).
- Lange**, ingénieur aux mines de la Grand'Combe, à la Grand'Combe (Gard).
- De Langlade**, maître de forges à Savignac-Ledrier (Dordogne).
- Lapierre (EMILE)**.
- Laprade**, ingénieur aux usines du Creuzot (Saône-et-Loire).
- Larchet (FRANCISQUE)**, directeur des mines et hauts-fourneaux de Feuillat, à Villefranche-de-Confient, par Prades (Pyrénées-Orientales).
- Larivière**, gérant de la Commission des ardoisières, à Angers (Maine-et-Loire).
- Laromiguière**, ingénieur-directeur des mines de Faymoreau, par le Busseau (Deux-Sèvres).
- De Larouzière**, sous-directeur des mines de Bessèges, par Saint-Ambroix (Gard).
- Lasserre**, ingénieur-directeur des forges de Raismes, à Raismes (Nord).
- Launay**, ingénieur aux mines de Douchy (Nord).
- Laur (F.)**, ingénieur civil, 3, rue Marengo, à Saint-Etienne.
- Laurens (C.)**, ingénieur civil et métallurgiste, 82, rue Taitbout, à Paris.
- Laurent (JEAN)**, sous-directeur de la Glacerie de Montluçon (Allier).
- Laurent (JOSEPH)**, négociant en houilles et cokes, rue Casimir Périer, à Lyon.
- Lavé**, garde-mines à Rive-de-Gier (Loire).
- De Lavernède**, à Malbosc, par Les Vans (Gard).
- Lebrasseur (HENRI)**, ingénieur civil des mines, à Ploisy, près Soissons (Aisne).
- Lecacheux (VICTOR)**, chef du service des minières de la Société anonyme de Commentry-Fourchambault, 2, rue de la Vallée, à Bourges (Cher).
- Leclair (JOSEPH)**, ingénieur du service de l'air comprimé aux mines de Blanzv, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Ledoux (CH.)**, ingénieur des mines, 3, rue Corneille, à Paris.
- Legrand (EDMOND)**, vérificateur aux mines d'Anzin, à Saint-Vaast-la-Haut (Nord).
- Lelièvre (PAUL)**, ingénieur des forges d'Anzin, à Anzin (Nord).

- Lemut**, ingénieur des mines, maître de forges au Closmortier, près Saint-Dizier (Haute-Marne).
- Lenclud** (CHARLES), ingénieur civil, à Hasnon (Nord).
- Lencauchez**, ingénieur, 156, boulevard Magenta, à Paris.
- Le Pape**, ingénieur, sous-directeur des forges de Pompey, près Frouard (Meurthe-et-Moselle).
- Lequin**, inspecteur-général des produits chimiques de la Société de Saint-Gobain, 221, rue Saint-Denis, à Paris.
- Le Roy** (A.), ingénieur civil, administrateur de la C^e des mines de Rochella-Molière et Firminy, 157, faubourg Saint-Denis, à Paris.
- Leseure**, ingénieur en chef des mines, directeur de la Compagnie des fonderies et forges de l'Horme, près Saint-Chamond (Loire).
- De Lespinats** (VICTOR), ingénieur de la Société métallurgique de la Haute-Moselle, à Neuves-Maisons, près Pont-Saint-Vincent (Meurthe-et-Moselle).
- Letaud** (HENRI), administrateur directeur des fonderies et forges de l'Eure, à Conches (Eure).
- Le Tanneur**, ingénieur civil, rue des Greffes, 5, à Nîmes (Gard).
- Létourneau**, ingénieur de la Société de carbonisation de la Loire, au Marais, près Saint-Etienne.
- Le Tellier** (LÉON), secrétaire intime de Son Excellence le comte Gräfin Larisch, au château de Freistadt (Silésie autrichienne).
- Lévêillé** (E.-M.), ingénieur civil, à Franchesse, près Bourbon-l'Archambault (Allier).
- Lévêque**, directeur des hauts-fourneaux de la C^e de l'Horme, au Pouzin (Ardèche).
- Le Verrier**, ingénieur des mines, professeur à l'Ecole des Mineurs, à Saint-Etienne.
- Levet**, constructeur de machines, à Gênelard (Saône-et-Loire).
- Lévy** (JOSEPH), ingénieur-directeur de mines, 103, boulevard Malesherbes, Paris.
- Lévy**, ingénieur des mines, à Chambéry (Savoie).
- Lévy** (CH.), ingénieur aux houillères de Stiring, à Petite-Rosselle (Alsace-Lorraine).
- Lévy** (AUGUSTE), ancien élève des Ecoles polytechnique et des Mines, ingénieur des mines d'Anzin, à Valenciennes (Nord).
- Liénard**, ingénieur au Corps des mines, directeur de l'Ecole des mineurs, à Saint-Etienne.
- Limbor**, ingénieur des hauts-fourneaux de la Friedrich Wilhelmshütte, à Mulheim-an-der-Ruhr, Westphalie (Allemagne).
- Linder**, directeur à la Société Autrichienne des chemins de fer de l'Etat, Hegelgasse, 6, à Vienne (Autriche).
- Lindsay-Wood**, esq., président du « Royal Institut of Mining Engineers », à Southill Chester-le-Street, cunty Durham (Angleterre).
- Lippmann** (Edouard), l'un des associés-gérants de la maison Degoussée, Ch. Laurent et C^e; répétiteur à l'Ecole centrale des Arts et Manufactures, 51, rue de Chabroi, à Paris.
- Lisbet**, ingénieur civil, rue de la Louvière, 18, Saint-Maurice, Lille (Nord).

- Léonignol (THÉODORE)**, 55, rue Bellechasse, à Paris.
- Lobel (C.)**, fabricant de chaînes pour trainages mécaniques, à Raismes (Nord).
- Lombard**, ingénieur à la Compagnie houillère de Besançon (Gard).
- De Loriol**, ingénieur civil, 46, rue Centrale, à Lyon.
- Love (H.)**, ingénieur aux usines du Creusot (Saône-et-Loire).
- Luyt**, ingénieur en chef des mines, 2, Chaussée-d'Antin, à Paris.
- Lux (GUSTAVE)**, ingénieur de la C^{ie} houillère de Bruay, à Bruay (Pas-de-Calais).
- Magnien**, directeur des usines de la Marine et des Chemins de fer, à Givors (Rhône).
- Magnon (ANSELME)**, professeur à l'Ecole des Maîtres-Mineurs d'Alais (Gard).
- Maguin**.
- Maillet**, ingénieur-constructeur de machines à Anzin, (Nord).
- Matrey**, garde-mines à Saint-Etienne.
- Mairine**, ingénieur civil, à Luchapt (Vienne).
- Maison Karcher et Westermann**, maîtres de forges à Ars-sur-Moselle (Lorraine).
- Mâle**, ingénieur aux mines de Montlieux, à Saint-Etienne.
- Malécot**, ingénieur civil, à Pont-de-l'An (Saint-Etienne).
- Malgras**.
- Malissard-Taza (PAUL)**, ingénieur des arts et manufactures, à Anzin (Nord).
- Mallard (E.)**, ingénieur en chef des mines, professeur de minéralogie à l'Ecole des Mines, rue de Médicis, 11, à Paris.
- Malot (CHARLES)**, inspecteur du matériel au chemin de fer du Nord, 68, rue Mazarine, Paris.
- Malterre (P.)**, ingénieur, rue Saint-Jean, 21, à Saint-Etienne.
- Manhes**, négociant en métaux, 21, quai Tilsitt, à Lyon.
- Manigler**, ingénieur, 135, boulevard Magenta, à Paris.
- Manigler (STÉPHANE)**, directeur des mines de Bert, par le Donjon (Allier).
- Manigler**, directeur des mines de Miglos, à Tarascon-sur-Ariège (Ariège).
- Marange**, ingénieur, chef des constructions à la saline de Dieuze (Lorraine).
- Marbeau (HENRI) aîné**, administrateur de la Compagnie des houillères

- Marcevelles** (JOSEPH), ingénieur des mines de Santo firme, Asturies (Espagne).
- Marignier**, ingénieur, fabricant de chaux et ciment, à Joze, près Marignies (Puy-de-Dôme).
- Marissiaux** (GUSTAVE), sous-ingénieur aux houillères de Marles (Pas-de-Calais).
- Marineau** (E.), ingénieur, 138, boulevard Péreire, à Paris.
- Marle**, ingénieur aux mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Marmottan** (JULES), président du Conseil d'administration de la Compagnie des mines de Bruay, à Bruay (Pas-de-Calais).
- Marrel** (JULES) fils, de la maison Marrel frères, maîtres de forges à Rive-de-Gier (Loire).
- Marsaut** (J.-B.), ingénieur en chef aux mines de houille de Bessèges, par Saint-Ambroix (Gard).
- Martelet**, administrateur délégué de la Compagnie de Denain (Nord).
- Martenot** (AUGUSTE), ingénieur civil des mines, au Château-des-Forges, près Commentry (Allier).
- Martin**, ingénieur-mécanicien, à Anzin, près Valenciennes (Nord).
- Martin** (EDOUARD), ingénieur civil, à Alais (Gard).
- Martin** (XAVIER), ingénieur aux mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Martin** (CHARLES), ingénieur civil, à Meurchin, par Bauvin (Nord).
- De la Martinière** (ALFRED), directeur-gérant de la Société des forges de Montataire, rue Béranger, 21, à Paris.
- Marnejoles**, ingénieur civil des mines, à Aubin (Aveyron).
- Massieu**, ingénieur des mines, à Rennes (Ille-et-Vilaine).
- Masson** (LOUIS), ingénieur aux mines de Mourière, à Ronchamp (Haute-Saône).
- Mathelin** (EDOUARD), ingénieur des ateliers de la C^e de Fives-Lille, près Lille (Nord).
- Mathevon** (HENRY), ingénieur de la mine de Lalle, à Bessèges (Gard).
- Mathevon** (CAMILLE), ingénieur aux mines du Lac, à Privas (Ardèche).
- Mathieu** (AMÉDÉE), ingénieur à Anzin, rue Verte (Nord).
- Mathieu** (EUGÈNE), ingénieur-directeur des forges de Jœuf, près Briey (Meurthe-et-Moselle).
- Mathieu** (C.), directeur-gérant des mines de Courrières, à Douai (Nord).
- Mathieu** (SIMON), ingénieur des mines de Sierra-Güejar, Calle del Horno del Espadero, 21, à Grenade (Andalousie), Espagne.
- Mathet**, ingénieur en chef des mines de Blanzy, à Monceau-les-Mines (Saône-et-Loire).

- Maurice (PAUL-ÉTIENNE)**, ingénieur aux mines de la Loire, au Quartier-Gaillard, Saint-Etienne.
- Maussier (P.-B.)**, ingénieur civil, à Saint-Galmier (Loire).
- Meler (EDOUARD)**, directeur à la Friedenshütte, près Morgenroth, Haute-Silésie).
- Ménessier**, ingénieur de l'usine Thiollière, à l'Horme, près Saint-Chamond (Loire).
- Méquignon (E.)**, administrateur général du journal « *Le Charbon* » rue Lafayette, 11, à Paris.
- Mercier**, régisseur de l'usine à agglomérés de Chasse, près Givors (Isère).
- Mercier (FRANÇOIS)**, directeur des hauts-fourneaux de Chasse, près Givors (Isère).
- Mesuré**, ingénieur aux mines de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Meurgey**, ingénieur au Corps des mines, chargé du s/ arrondissement minéralogique de Saint-Etienne, rue Saint-Denis, 40, à Saint-Etienne.
- Mesny**, ingénieur de la C^e des forges de Châtillon et Commentry, à Vierzon (Cher).
- Metz (EDOUARD)**, maître de forges à Eich-lès-Luxembourg, grand Duché de Luxembourg.
- Meyer de Lowalt**, ingénieur-directeur chez MM. Steinbach et C^e, à Jarville, près Nancy (Meurthe-et-Moselle).
- Micaud**, ingénieur aux mines de Béthune, à Bully-Grenay (Pas-de-Calais).
- Micha**, ingénieur de la C^e des mines de houille de Marles, près Béthune (Pas-de-Calais).
- Michallet**, fabricant de produits réfractaires, à Lorette (Loire).
- Michallet (JOANNÈS)**, de la maison Monille, fondeur, à Saint-Julien-en-Jarrêt, près Saint-Chamond (Loire).
- Michalowski**, ingénieur aux mines de Blanzy, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Michel**, directeur des usines de Tronçais, par Ainay-le-Château (Allier).
- Micol (B^e)**, fabricant de produits minéraux et végétaux, à la Terrasse-en-Dolzieu (Loire).
- Micol**, ingénieur civil, 8 bis, rue de Longchamp, à Nice (Alpes-Maritimes).
- Mifre (JULES)**, ingénieur-directeur des mines de Marly, 13, place

- De Melin**, ingénieur civil, à Lausanne (Belles-Roches) (Suisse).
- Mollet (JOSEPH)**, ingénieur, 47, rue Neuve-des-Charpennes, Villeurbanne (Lyon).
- Monceau (L.)**, ingénieur aux houillères d'Epinaç, à Epinaç (Saône-et-Loire).
- Monchecourt**, chef des ateliers de la C^e des mines d'Aniche, à Aniche (Nord).
- De Monclos**, ingénieur aux mines de la Béraudière, près Saint-Etienne.
- Monet**, ingénieur des mines de l'Escarpelle, près Douai (Nord).
- Monier (Louis)**, ingénieur aux mines de fer de Rivèrenert, par Saint-Girons (Ariège).
- Monin.**
- Monnier.**
- De Montgolfier**, ingénieur des ponts et chaussées, directeur des Forges et Aciéries de la Marine et des Chemins de fer, à Saint-Chamond (Loire).
- De Montgolfier (Louis)**, ingénieur civil, à Bel-Air, Annonay (Ardèche).
- Mony**, gérant de la Société Boigues-Rambourg, à Commentry (Allier).
- Morehipont**, directeur des travaux du fond, à la C^e des mines d'Anzin, à Abscon (Nord).
- De Morgues**, ingénieur aux mines des Ferrières, par Nèris-les-Bains (Allier).
- Mortier (P.)**, ingénieur aux mines d'Aniche, division de Douai, à Aniche (Nord).
- Mouchet (E.)**, directeur des mines d'Auchy-au-Bois (Pas-de-Calais).
- Munier (GUSTAVE)**, garde-mines, à Alais (Gard).
- Murgue**, ingénieur-divisionnaire aux mines de Robiac et Bessèges (Gard).
- Mussy**, directeur de la C^e anonyme des forges de Châtillon et Commentry, 4, rue Clary, à Paris.
- Nagel**, ingénieur-directeur des houillères des Salles et Montalet, à Gagnières, par Bessèges (Gard).
- Naissant**, chef des ateliers des mines de Lens (Pas-de-Calais).
- Nan**, ingénieur-directeur de la Société des mines de Villebœuf, à Saint-Etienne.
- Nauts (HENRY)**, consul de Belgique, fabricant de câbles métalliques, successeur de MM. de Mot et C^e, à Valenciennes (Nord).
- Nesterowski (NICOLAS)**, ingénieur des mines du Gouvernement russe, à Saint-Pétersbourg, perspective de Newski, maison du cabinet de Sa Majesté, près du Pont-d'Anitschkow.
- Nicolas (PAUL)**, ingénieur aux hauts-fourneaux de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).
- Nivoit**, ingénieur du corps des mines, 97, rue du Bac, à Paris.
- Noblet.**
- Noblet (F.)**, ingénieur aux mines de Ferfay, à Auchel (Pas-de-Calais).
- Noguès**, ingénieur en chef de la Société des mines d'Almería, à Almería (Espagne).

- Nony** (EUGÈNE), ingénieur des mines de la Tafna, à Beni-Saf, province d'Oran (Algérie).
- Normand** (Cu.), ingénieur des ateliers de la C^e des chemins de fer du Midi, 47, rue Saint-Genès, à Bordeaux.
- Nouel** (ARMAND), ingénieur aux hauts-fourneaux de Beaucaire (Gard).
- Nougarède**, ingénieur à Villeneuve-de-Berg (Ardèche).
- Noviant**, ingénieur aux mines de Beni-Saf, par Ain-Temouchent (Algérie).
- Obé**, ingénieur aux mines de Montet-aux-Moines, près Moulins (Allier).
- Ozier** (PAUL), ingénieur du gouvernement japonais, à Yokohama (Japon).
- Paillassé** (A.), 45, rue Saint-Denis, à Saint-Etienne.
- Paix** (PAUL), ingénieur, manufacturier à Douai (Nord).
- Panse** (PAUL), ingénieur aux forges et aciéries Martin, à Bessèges (Gard).
- Papel**, ingénieur des mines de Bosmoreau, par Bourgneuf (Creuse).
- Parent** (FÉLIX), ingénieur en chef des mines de Castille, à Barruelo (Espagne), province de Palencia.
- Parent** (HENRY), directeur en chef des travaux du jour de la C^e des mines d'Anzin, à Anzin (Nord).
- Parent** (L.), directeur des usines de Saint-Louis (mines d'Anzin (Nord)).
- Parisse** (FERDINAND), ingénieur aux mines de Commentry (Allier).
- Parliek** (E.), directeur de la Saline de Chambrey (Lorraine).
- Parodi** (LORENZO), ingénieur, via Serra, n° 1, à Gènes (Italie).
- Parran**, ingénieur des mines, 59, rue de la Victoire, à Paris.
- Passabois**, ingénieur des mines de Mokta-el-Hadid, à Bône (Algérie).
- Patelin** (J.), ingénieur aux mines de Lapleau, par Meymac (Corrèze).
- Patelin** (LOUIS), ingénieur aux mines de Messeix, par Bourg-Lastic (Puy-de-Dôme).
- Patelin** (PIERRE), ingénieur de la Société houillère du Plat-du-Gier, par Grand-Croix (Loire).
- Pautard** (P.), ingénieur-directeur des usines de Fumel, à Fumel (Lot-et-Garonne).
- Payen**, ingénieur des mines de Janon, Reveux et Comberigole, à Terre-Noire (Loire).
- Péchiney**, directeur-gérant de la C^e des produits chimiques d'Alais et de la Camargue, à Salindres (Gard).
- Péguet**, ingénieur aux mines de la Grand'Combe (Gard).
- Pélabon** (CONSTANT), directeur des travaux du fond (Compagnie d'Anzin),

- Périgois** (GEORGES), ingénieur civil des mines, contrôleur du matériel au chemin de fer de l'Etat, 42, rue de Chateaudun, à Paris.
- Périsse** (S.), ingénieur-expert, 77, rue de Rome, à Paris.
- Périsse**, directeur de l'exploitation des mines du Kef-oum-Théboul, près la Calle (Algérie).
- Péronet**, ingénieur civil à Saint-Didier, par Saint-Rémy (Allier).
- Pernolet** (A.), ingénieur, 37, rue Talboul, à Paris.
- Perrin**, géomètre en chef de la Société des houillères de Saint-Etienne, au Soleil, près Saint-Etienne.
- Perrot**, directeur des mines du Plat-du-Gier, à la Grand'Croix (Loire).
- PetitJean**, ingénieur administrateur de la Société nouvelle des houillères et fonderies de l'Aveyron, 43, rue de Provence, à Paris.
- Petitot**, ingénieur conseil, 91, rue de Seine, à Paris.
- Peyre** (EMILE), ingénieur aux hauts-fourneaux de Tamaris, près Alais (Gard).
- Peyre** (LÉON), ingénieur aux mines de Fontanes, par Alais (Gard).
- Piala** (A.), ingénieur-directeur des houillères d'Ahun, 50, rue de Maubeuge, à Paris.
- Pialat**, ingénieur des mines et usines de Saint-Michel et Sordières, à Saint-Michel (Savoie).
- Pialat** (P.), ingénieur aux mines de Montrambert, près Saint-Etienne.
- Pierart** (OCTAVE), ingénieur à Saint-Hilaire, par Avesnes-sur-Helpe (Nord).
- Pierrard**, directeur des mines de Mazée, à Gimmée, par Florennes (Belgique).
- Pierrat** (ALBERT), garde-mines, à Nice (Alpes-Maritimes).
- De Pierredon de Ferron**, directeur des aciéries d'Imphy, à Imphy (Nièvre).
- Pierragues**.
- Pillez** (PAUL), directeur des mines de Vicoigne, par Raismes (Nord).
- Pinel**, ingénieur principal de la Société des mines de Montrambert et la Béraudière, près Saint-Etienne.
- Pink**.
- Pinmartin**, ingénieur aux mines de Graissessac (Hérault).
- Pion**, sous-directeur de la Société des forges et aciéries de la marine et des chemins de fer, à Saint-Chamond (Loire).
- Piquet** (A.), ingénieur civil, représentant des usines du Creusot, place Isabelle II, n° 5, à Madrid (Espagne).
- Pirekher** (J.).
- Pitiot** (FRANÇOIS), ingénieur civil, via Ghibellina, 25, à Florence (Italie).
- De Place**, directeur de la Compagnie anonyme des houillères de Rochebelle, à Alais (Gard).
- Planchard**, ingénieur civil, avenue de la Gare, à Saint-Etienne.
- Planchard** (LOUIS), ingénieur aux mines de Commentry (Allier).
- Planchard** (PAUL), ingénieur aux mines de la Réunion, à Tocina, près Séville (Espagne).

- Platon** (O.), ingénieur en chef de la Société civile d'exploitation des houillères et mines françaises, à Clermont-Ferrand (Puy-de-Dôme).
- Platon**, géomètre en chef à la Grand'Combe (Gard).
- Plumat**, directeur de la Compagnie d'Aniche, à Aniche (Nord).
- Pochon**, ingénieur aux usines de Saint-Léger-du-Bois, par Autun (Saône-et-Loire).
- Pocquet**, ingénieur divisionnaire aux mines de la Loire, 42, rue de Montaud, à Saint-Etienne.
- Poillon** (L.), ingénieur des Arts et Manufactures, 158, boulevard Montparnasse, à Paris.
- Poisot** (E.), directeur des mines de Mazenay, par Couches-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Poinat**, ingénieur, avenue de Wagram, 45, à Paris.
- Poizot**, ingénieur à Nœux (Pas-de-Calais).
- Pollet**, ingénieur aux mines de Ferfay, près Lillers (Pas-de-Calais).
- Pomier-Layrargue**, ingénieur aux mines de Graissessac, rue Saint-Roch, place du Chemin de fer, à Montpellier (Hérault).
- Ponsard** (AUGUSTE), ingénieur, 2, rue de Constantinople, à Paris.
- Ponsennard**, ingénieur aux mines de la Loire, à Villars.
- Porchère** (PIERRE), inspecteur aux approvisionnements des mines de Beaubrun, à la Culatte, Saint-Etienne.
- Percheron**.
- Petaux**, sous-directeur des travaux du jour des mines de Nœux (Pas-de-Calais).
- Portal**, ingénieur aux mines de Nœux, à Barlin, par Houdain (Pas-de-Calais).
- Portier** (G.), directeur-gérant de la C^e des mines de Courrières, à Billy-Montigny (Pas-de-Calais).
- Pouff** (P.-S.), ingénieur attaché aux chemins de fer du Midi, à Beaucaire (Gard).
- Pougnat**.
- Poulet**, ingénieur aux mines de Bessèges, à Molières (Gard).
- Poumailrac**.
- Pourcel** (A.), ingénieur en chef des hauts-fourneaux et aciéries de Terre-noire (Loire).
- Poussigue** (LÉON), ingénieur aux mines de Roche-la-Molière, près Saint-Etienne.
- Poutet**, ingénieur aux mines de Beaubrun, à Saint-Etienne.

Président de la Compagnie des Mines de Roche-la-Molière et Firminy (Loire).

Président de la Compagnie anonyme des mines d'Ahun, à Lavaveix-les-Mines (Creuse).

Prévost, ingénieur-directeur des mines d'Unieux et Fraisse, près Firminy (Loire).

Privas, chef des approvisionnements de la Société des houillères de Saint-Etienne.

Prud'homme (ANICET), chef de fabrication des usines d'agglomération de Saint-Waast-lès-Valenciennes, Société des mines d'Anzin (Nord).

Quillaecq (DE), ingénieur-constructeur de machines pour mines de houille, à Anzin (Nord).

Ract-Madoux, directeur des mines et usines de la Société Frèrejean, Roux et C^{ie}, à Annecy (Haute-Savoie).

Radisson, ingénieur à la Compagnie de l'Horme, près Saint-Chamond (Loire).

Raoul (ANTOINE), directeur de l'usine de zinc de la Vieille-Montagne, à Viviez (Aveyron).

Raphanel.

Rasle (MATHIEU), ingénieur-directeur des mines de Graissessac, à Graissessac (Hérault).

Raveaud, ingénieur aux mines de Rive-de-Gier (Loire).

Ravoux (ADOLPHE).

Raymond, ingénieur en chef des mines de la C^e du Creusot, au Creusot (Saône-et-Loire).

Raynal.

Raynaud (L.), ingénieur civil, à Moulins (Allier).

Reboul, ingénieur-directeur des mines de Baïgorry, à Banca (Basses-Pyrénées).

Rebuffet (ANDRÉ), directeur de l'usine Harel, à Givors (Rhône).

Recolin, ingénieur aux mines de Saint-Bel (Rhône).

Regnard (CHARLES), ingénieur architecte, à Valence (Drôme).

Régnier (LÉON), ingénieur-directeur de l'usine à céruse de l'Est, rue de la Banque, 7, à Bar-le-Duc (Meuse).

Rémaury (H.), ancien directeur des forges d'Ars-sur-Moselle et de Pompey, ingénieur conseil, 1, passage Violet, à Paris.

Reumeaux (E.), ingénieur principal des mines de Lens (Pas-de-Calais).

Rendu, ingénieur en chef des mines d'Aubin (Aveyron).

Du Repaire, ingénieur-directeur de tissage mécanique, à Amplepuis (Rhône).

De Retz (G.), directeur des hauts-fourneaux de Pyle (Pyle-Works), près Bridgen, Glamorganshire (Pays de Galles), Angleterre.

Revest (CH.), ingénieur-directeur aux mines de fer de Dielette, par Flamanville (Manche).

Rexroth, ingénieur des ponts et chaussées de Hesse, directeur des fours à coke de MM. de Wendel, à Sarrebruck (Prusse rhénane).

Rey, ingénieur de la mine de fer de Lavoulte (Ardèche).

- Reymond**, ingénieur, député de la Loire, à Montbrison (Loire).
- De Bey-Pailhade**, ingénieur à la Compagnie française, 38, rue du Taur, à Toulouse (Haute-Garonne).
- Bickard** (R.-W.), ingénieur à Ain-Barbar, près Bône (Algérie).
- Richarme**, maître de verreries, à Rive-de-Gier (Loire).
- De Robespierre**, ingénieur-directeur des mines de charbon de Sincéy-les-Rouvray (Côte-d'Or).
- Robinet** (EMILE), ingénieur aux mines de Nœux (Pas-de-Calais).
- De La Roche**, directeur-gérant du charbonnage de Strépy-Braquegnies, à Braquegnies (Belgique).
- Roche** (EMILE), ingénieur aux forges de l'Horme, près Saint-Chamond (Loire).
- Roche**, ingénieur civil, à Ygornay, par Saint-Léger-Sully (Saône-et-Loire).
- Rochebloine**, ingénieur à Montcouyoule, par Teillet (Tarn).
- De La Rochette** (FERDINAND), ingénieur des arts et manufactures, à l'usine de La Rochette et C^e, à Givors (Rhône).
- Rodde**, ingénieur aux mines de Montrambert, près Saint-Etienne.
- Rolland**, ingénieur-directeur des mines de La Mure (Isère).
- Rolland** (ALFRED), ingénieur à la Jasse, par Chamborigaud (Gard).
- Rollet** (A.), ingénieur métallurgiste, 47, rue de la République, à Saint-Etienne.
- Rondeloux**, directeur des mines et usines de la Condemine, à Buxières-la-Grue (Allier).
- Ronnat** (A.), ingénieur de la Société autrichienne I. R. P. des chemins de fer de l'État, 23, rue de Grammont, à Paris.
- Rossigneux**, ingénieur divisionnaire aux houillères de Saint-Etienne.
- Rottelour** (ALBERT), ingénieur divisionnaire aux mines de Béthune, à Vermelles (Pas-de-Calais).
- Rouff** (VICTOR), constructeur d'instruments de précision, 4, rue du Grand-Moulin, à Saint-Etienne.
- Roussellier** (GUSTAVE), ingénieur aux mines de Bessèges (Gard).
- Roussellier** (JEAN), ingénieur de la Société des charbons agglomérés du Sud-Est, rue de la République, 18, à Marseille.
- Du Roussel**, ingénieur principal des mines de la Loire, à Saint-Etienne.
- Rousson**.
- Roux** (ETIENNE), ingénieur civil des mines, à la Roque-Genest, par Saint-Clair, près Saint-Lô (Manche).

- Saglio (HENRI)**, directeur des usines de Fourchambault (Nièvre).
- Saillard**, ingénieur à Bézenet (Allier).
- Saint-Etienne**, ingénieur civil, 10, rue de Lille, à Saint-Etienne.
- De Saint-Phalle**, directeur des forges et fonderies de Mazière et Rosière, à Bourges (Cher).
- Salleilles-Clerget**, négociant à Beaune (Côte-d'Or).
- Salin**, maître de forges à Dammarie-sur-Saulx (Meuse).
- Salmon**, maître de forges à Abainville (Meuse).
- Salomon (GEORGES)**, ingénieur civil, 30, boulevard Malesherbes, à Paris.
- Salonnier de Chaligny (FRÉDÉRIC)**, ingénieur de la Société anonyme de métallurgie du cuivre (procédé P. Manhes), 15, quai Tilsitt, à Lyon.
- Salvator Botigliano**, ingegnere, via Butera, 152. Palerme (Sicile).
- Saminn**, ingénieur-gérant aux mines du Genest, près Laval (Mayenne).
- Sarran**, ingénieur, entrepreneur de sondages, à Saint-Symphorien-d'Ozon (Isère).
- Saut (L.)**, ingénieur-directeur de la forge de San-Giovanni, près Florence (Italie).
- Sauvage AINÉ**, propriétaire des mines de Lapeau, à Brive (Corrèze).
- Saverot (HENRI)**, ingénieur aux houillères d'Épinac (Saône-et-Loire).
- De Savignac (LOUIS)**, directeur des forges de Montataire (Oise).
- Schil (ALBERT)**, fabricant de boulons, rivets, écrous, etc., 37, rue Saint-Jean, à Nancy (Meurthe-et-Moselle).
- Schmidtman (HERMANN)**.
- Schneider (HENRI)**, gérant de la Société du Creusot (Saône-et-Loire).
- Schneider et C^{ie}**, au Creusot (Saône-et-Loire).
- Schneider et C^{ie}**, 56, rue de Provence, à Paris.
- Schwarzenberg (PH.)**, docteur en philosophie, Costa Scarpuccia, n° 3, à Florence (Italie).
- Schwich**, ingénieur aux mines de la Chazotte, près Saint-Etienne.
- Scotti**, ingénieur delle minière di Floristella, par Valguarnera (Sicile).
- Seudier**, ingénieur des mines à Rodez (Aveyron).
- Seibel**, directeur des mines de Campagnac, à Cransac (Aveyron).
- Sella (QUINTINO)**, ex-ministre des finances, à Turin (Italie).
- Sens**, ingénieur des mines, à Arras (Pas-de-Calais).
- Sépulchre**, directeur de l'usine de Maxéville, par Nancy (Meurthe-et-Moselle).
- Sépulchre (LÉON)**, maître de forges à Maubeuge (Nord).
- Servier (EM.)**, ingénieur à Moyeuvre-la-Grande (Lorraine).
- Sevin**, ingénieur-directeur des mines de Carmaux (Tarn).
- Sevoz (VICTOR)**, ingénieur civil, grande rue Marengo, 61, à Marseille.
- Simon (AUGUSTE)**, ingénieur aux mines de Liévin (Pas-de-Calais).
- Simon (A.-B.)**, administrateur délégué de la Compagnie des mines de Graissessac, à Montpellier (Hérault).
- Simon (G.)**, ingénieur aux houillères de Stiring, à Petite-Rosselle, près Forbach (Lorraine).

Simon (Réné), ingénieur des mines du Bousquet-d'Orb (Hérault).

Simonet (B.).

Sirof (Jules), maître de forges, à Saint-Amand-les-Eaux (Nord).

Sismonde, ingénieur-architecte, 4, place Marengo, à Saint-Etienne.

Sitairé, ingénieur-directeur de recherches de mine, à Terre-Neuve, par Montluçon (Allier).

Société anonyme des forges et fonderies de Montataire, à Outreau (Pas-de-Calais).

Société métallurgique hellénique.

Société houillère de Frankenholz, près Bexbach (Bavière rhénane).

Société anonyme des houillères de Meurchin, à Meurchin (Pas-de-Calais).

Société houillère de Liévin, près Lens (Pas-de-Calais).

Société anonyme des hauts-fourneaux de Maubeuge (Nord).

Société anonyme des mines de la Loire.

Société franco russe de l'Oural, à Perm (Russie).

Société anonyme des houillères de Saint-Etienne.

Société anonyme des houillères et du chemin de fer d'Epinal (Saône-et-Loire).

Société anonyme des houillères de Bouquiès, 43, boulevard Haussmann, à Paris.

Solanet, ingénieur, à Pagax, près Decazeville (Aveyron).

Souhart, ingénieur des mines métalliques de la C^{re} d'Orléans, à Villefranche (Aveyron).

Du Souich, inspecteur général des mines, vice-président du Conseil général des mines, 4, rue Ferrou, à Paris.

Soulary (A.), directeur des mines de la Porchère, 2, place de la Badouillère, à Saint-Etienne.

Soupart, ingénieur en chef des charbonnages unis de l'Ouest de Mons, à Dour (Belgique).

Stein (Adolphe), constructeur de câbles, à Danjoutin-Belfort.

Steinbach (Victor), maître de forges à Jarville, 6, rue de la Ravinelle, à Nancy (Meurthe-et-Moselle).

Stiévenart-Camblier, fabricant de câbles, à Lens (Pas-de-Calais).

Stévant (Armand), ingénieur en chef honoraire des chemins de fer de l'Etat belge, directeur de la Société de construction de la Meuse, à Liège (Belgique).

Suisse, ingénieur divisionnaire des mines de Blanz, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).

Supervielle, ingénieur des arts et manufactures, aux Fonderies, Forges et Aciéries de Saint-Etienne.

Tacquet (J.), ingénieur aux mines de Ronchamp (Haute-Saône).

Tardivat, ingénieur divisionnaire aux mines de Roche-la-Molière. par

- Teillard**, ingénieur, entrepreneur à Roanne (Loire).
- Teisset**, ingénieur sous-directeur des forges de Gorcy, près Longwy (Meurthe-et-Moselle).
- Tellier**, ingénieur-divisionnaire aux mines de Marles, à Auchel (Pas-de-Calais).
- Terraillon** (H.), directeur de la C^e houillère et métallurgique de Belmez, à Penarroja, province de Cordoue (Espagne).
- Terraillon**, garde-mines à Oran (Algérie).
- Terrel** (F.), ingénieur à Bussièrès, par Saint-Sorlin (Saône-et-Loire).
- Teyssseyre** (FERDINAND), directeur de la carbonera Espanola, à Belmèz, province de Cordoue (Espagne).
- Tézenas du Montcel**, administrateur de la Société des forges et aciéries de la marine et des chemins de fer, à Saint-Etienne.
- Thérond** (G.), ingénieur aux usines de Tamaris, près Alais (Gard).
- Théry** (H.), ingénieur-directeur-gérant des mines d'Azincourt, à Aniche (Nord).
- Thenriot** (PIERRE), ingénieur aux mines de Beaubrun, Saint-Etienne.
- Thibaudet**, ingénieur divisionnaire aux mines de Blanzay, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Thiébaud** (FERNAND), ingénieur des charbonnages d'Amercœur, à Jumet (Belgique).
- Thiollier** (ANTONIN), ingénieur-directeur de l'usine de Septèmes, par le Pin (Bouches-du-Rhône).
- Thomas** (FERDINAND), ingénieur des mines de la Faverge, à Grand'Croix (Loire).
- Thomas**, garde-mines à Privas (Ardèche).
- Thormann**, ingénieur civil à Berne (Suisse).
- Thorez** (EMILE), ingénieur-directeur des travaux des mines de Courcelles-lez-Lens, et ingénieur conseil de la Société houillère de Fiennes, à Courcelles-lez-Lens (Pas-de-Calais).
- Thouvenin**, sous-directeur des verreries de Vallerysthal (Alsace).
- Thiry** (CHARLES), ingénieur de la C^e de Meurchin, par Carvin (Pas-de-Calais).
- Thoyot**, ingénieur civil, 41 ter, rue de Chézy, Neuilly (Seine).
- Tisserand** (A.), ingénieur civil, 2, rue des Minimes, à Vitry-le-Français (Marne).
- Touren**, ingénieur civil à Graissessac (Hérault).
- Tournaire**, inspecteur général des mines, 1, rue Gay-Lussac, à Paris.
- Trascenster**, professeur d'exploitation à l'Université de Liège (Belgique).
- Tréméaux** (HENRY), ingénieur aux forges de Bigny (Cher).
- Trollat**, ingénieur de la Société houillère de la Haute-Loire, à la Taupe, près Brassac (Puy-de-Dôme).
- De Trouilloud de Lanversin**, ingénieur civil des mines, 71, boulevard de la Magdelaine, à Marseille.
- Truitard**.
- Vachia** (JULES), ingénieur-directeur-gérant de la Société ardoisière de de l'Espérance, à Haybes, près Fumay (Ardennes).

VASSE (PAUL), ingénieur civil, à Salles-la-Source (Aveyron)

De Valence, ingénieur civil, à Buxy (Saône-et-Loire).

Valernaud, ingénieur aux forges de Saint-Jacques, à Montluçon (Allier).

Valette (LOUIS).

Valla, ingénieur aux mines de Graissessac (Hérault).

Valraud.

Valton, directeur de la Société anonyme des fers et aciers par alliages de manganèse, 44, rue de Londres, à Paris.

Vandenpeereboom (E.), ingénieur des mines et des charbonnages Artistes-Xhorré, à Flémalle-Grande, province de Liège (Belgique).

Vanderheym (E.), directeur des forges, laminoirs et aciéries d'Ivry-sur-Seine (Seine).

Vauvillier (FÉLIX), ingénieur en chef de l'Arsenal Impérial de Téhéran (Perse), voie de Vienne.

Vauvillier (LAURENT), directeur de la Société des chemins de fer de Madrid à Cáceres et au Portugal, calle de Olozaga, 1, Madrid (Espagne).

Veillon frères, ingénieurs-constructeurs de machines, à Alais (Gard).

Velasco (S.-D.-EDUARDO), colonel d'artillerie, sous-directeur de la fonderie de canons, Trubia (Asturies-Espagne).

Venot, sous-directeur de la Société des usines à gaz, à Wazemmes-Lille (Nord).

Verdié (EUGÈNE), administrateur-directeur des aciéries et forges de Huta-Bancowa, à Dombrowa (Pologne russe).

Verdié (FÉLIX).

Verdillon, ingénieur de la Tôlerie, à Terrenoire (Loire).

De Verneuil, ingénieur des houillères de Decazeville, à Combes, par Aubin (Aveyron).

Verny, directeur de la C^e des mines de Roche-la-Molière et Firminy, à Firminy (Loire).

Vial, ingénieur-directeur de la C^e des mines de la Péronnière, à Grand-Croix (Loire).

Viala (GUSTAVE), ingénieur en chef des mines de Liévin, à Liévin (Pas-de-Calais).

Vialla (E.), ingénieur civil, à Bellegarde (Gard).

Vialleton, chef de section à Bourgoin (Isère).

Vicaire, ingénieur des mines, 76, rue d'Assas, à Paris.

Vignolle (LOUIS), ingénieur civil des mines, directeur de l'usine à gaz de Rimini (Haute-Italie).

Viguié (H^e).

Vilain (PAUL), ingénieur-directeur aux mines de Thivencelles et Fresnes-

- Vincens** (CHARLES), ingénieur divisionnaire aux mines de Blanz, à Montceau-les-Mines (Saône-et-Loire).
- Vinchent**, ingénieur civil, à Frameries (Belgique).
- Viollet** (HENRI), ingénieur des arts et manufactures, usine d'Assailly, près Rive-de-Gier (Loire).
- Viséo** (G.), ingénieur de la C^e houillère et métallurgique de Belmez, à Pénarroya, province de Cordoue (Espagne).
- Vital**, ingénieur des mines à Rodez (Aveyron).
- Vitali**, ingénieur, 4, rue de l'Arcade, à Paris.
- Voisin** (HENRI), ingénieur des mines, 25, rue de Bellevue, à Amiens (Somme).
- Voisin**, ingénieur des mines, directeur des mines de Dourges, à Hénin-Liétard (Pas-de-Calais).
- Vogeli**, ingénieur aux Molières-Neuves (Valbenoite), à Saint-Etienne.
- Voipellère**, agent réceptionnaire (Service des mines), au chemin de fer du Nord, à Valenciennes (Nord).
- Vuillemin**, ingénieur-gérant des mines d'Aniche, près Douai (Nord).
- Vuillemin** (GEORGES), ingénieur civil des mines, secrétaire général de la C^e des mines d'Aniche, à Aniche (Nord).
- Vuillot** (A.), ingénieur divisionnaire aux mines de Marles (Pas-de-Calais).
- Waldthausen** (OSCAR), ingénieur de la Société d'Arenberg-Schacht-Prosper. — Berge-Borbeck (Prusse rhénane).
- Wauthy**, maître de fonderies à Pin, près Douai (Nord).
- Wencelius** (L.), ingénieur à Sedan (Ardennes).
- De Wendel** (ROBERT), maître de forges à Hayange, près Metz (Lorraine).
- De Wendel** (HENRI), id. id. id. id.
- Wender**, ingénieur-directeur des mines de sel et salines de Saint-Nicolas (Meurthe-et-Moselle).
- Werner-Cronquist** (A.).
- Wéry**, ingénieur-directeur des mines de la Chazotte, près Saint-Etienne.
- Worms de Romilly**, ingénieur des mines, 45, boulevard Haussmann, à Paris.
- Würgel**, ingénieur de la Société de Saint-Gobain, 221, rue Saint-Denis, Paris.
- Ybran** (GIRONIMO), directeur de l'usine de Mières del Camino, à Mières, Asturies (Espagne).
- Zyromski**, ingénieur de la C^e des forges, à Bessèges (Gard).

Nombre des membres : 1043.

TABLE GÉNÉRALE DES MATIÈRES

CONTENUES DANS LE TOME IX, 2^e SÉRIE, 1880.

Géologie et Exploitation des mines.

	Pages.
Essai sur les machines d'aérage, par M. Daniel MURGUE, ingénieur de la C ^{ie} houillère de Bessèges.....	5
Exposition universelle de 1878. — De divers systèmes de traction mécanique appliqués ou pouvant s'appliquer aux mines, par M. P. HOLTZER, ingénieur de la Société des Houillères de Saint-Etienne.....	129
De l'influence des poussières charbonneuses sur les explosions dans les houillères, par M. GALLOWAY (2 ^{me} partie). — Traduction par M. CHANSELLE.....	157
Etude géologique sur l'île de Suderøe (groupe des Ferrøe). — Gisements de charbon dans des basaltes, par M. MAX. DE LANVERSIN, ingénieur civil des mines.....	195
Etude du Bassin de Brassac, départements du Puy-de-Dôme et de la Haute-Loire, par M. MANIGLER, ingénieur directeur de mines...	235
Notice sur les appareils de sondage employés par la Société anonyme de Commentry-Fourchambault, par M. V ^{or} LECACHEUX, chef de service.....	337
Situation économique de l'exploitation des mines des divers bassins houillers d'Angleterre, de Belgique, de France et d'Allemagne, par M. HANSLACHER, ingénieur au Corps des mines de Prusse. — Traduction par M. LAIGNEAUX.....	409
Notes sur l'outillage employé dans quelques sondages du Gard, de l'Hérault et des Bouches-du-Rhône, par M. SARBAN, ingénieur à Saint-Symphorien-d'Ozon (Isère).....	453
Etude géologique de l'arrondissement de Segré (Maine-et-Loire), et particulièrement des gisements de minerais de fer de ce pays, par M. L.-P. DAVY, ingénieur civil des mines.....	537

Nouveaux systèmes de boisage, par M. H. DABURON, ingénieur....	873
--	-----

Métallurgie et préparation mécanique.

De la structure des lingots d'acier fondu. — Conférence de M. D.-K. TCHERNOW, lue le 2 décembre 1878 à la Société Impériale Russe de Technologie, sous la présidence de M. K.-J. LISSENKO.....	103
Note sur l'atelier de carbonisation des usines de Bessèges (Gard), système Carvès et C ^{ie} , par M. JOUGUET, directeur des mines et usines de la C ^{ie} de Terrenoire, à Bessèges	283
Étude sur l'acier, d'après des documents parus récemment en Allemagne, par M. Ferdinand GAUTIER, secrétaire du Comité des Forges de France.....	309
Notice sur les bocards américains, par M. F. COIGNET, ingénieur...	853

Construction et Divers.

Note sur la résistance d'un cylindre creux, simple ou composé, soumis à une pression intérieure, par M. ROLLET, ingénieur à l'usine du Creusot.....	175
Mémoire sur le broyeur Vapart, par M. Ed. CORDIER, ingénieur à la glacerie de Montluçon, C ^{ie} de Saint-Gobain, Chauny et Cirey....	391
Loi concernant les mines, les minières et les carrières (21 avril 1810), modifiée par la loi du 27 juillet 1880.....	649
Jurisprudence des mines	885
Statistiques diverses	209 et 671
Prix-courants des charbons et cokes à Saint-Etienne. 232, 450, 692 et 896	

Documents concernant la Société et Actes administratifs.

Liste des publications reçues par la Société.....	447, 690 et 894
Assemblée générale du 16 mai 1880.	431
Extraits des procès-verbaux des séances du Conseil d'administration.....	230, 446, 689 et 893
Suppléments à la liste des membres de la Société.....	233, 451 et 693
Liste générale des membres de la Société au 30 avril 1881.....	897

11.11.

2. 11. 11.



